

Б.Н.КРАВЕЦ

СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Д о п у щ е н о

*Министерством высшего и среднего специального образования СССР
в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Обогащение полезных ископаемых»*



МОСКВА „НЕДРА” 1986 -

Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. Учебник для вузов. — М.: Недра, 1986, 304 с.

Рассмотрены теоретические основы и области использования специальных и комбинированных методов обогащения полезных ископаемых (сортировки, обогащения по трению и упругости, селективного разрушения разделяемых компонентов, геотехнологических способов добычи и обогащения). Освещены особенности технологии и приведены сведения из практики и экономики применения этих методов на современных горно-обогатительных предприятиях. Описано применяемое оборудование и приведены его технические характеристики.

Для студентов горных и горно-металлургических вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

Табл. 41, ил. 100, список лит. — 29 назв.

Рецензенты: *Е. П. Леман*, д-р техн. наук *Г. А. Денисов*, канд. техн. наук, *А. И. Месеняшин*, канд. техн. наук (Механобр); кафедра обогащения полезных ископаемых Иркутского политехнического института

Планы экономического и социального развития народного хозяйства страны предусматривают качественно новое развитие отраслей народного хозяйства на основе применения новейших достижений науки, техники и передовых форм управления.

Высокие темпы развития практически всех важных отраслей народного хозяйства, определяющих научно-технический прогресс, требуют более полного удовлетворения потребностей страны в металлах и ценных минералах. Постепенное истощение запасов полезных ископаемых требует вовлечения в переработку труднообогатимых руд с низким содержанием ценных компонентов, а следовательно, внедрения новых прогрессивных способов обогащения и комплексной переработки минерального сырья. К ним относятся специальные и комбинированные методы обогащения полезных ископаемых, рассматриваемые в данном учебнике.

В настоящее время к специальным и комбинированным методам обогащения относят способы, с помощью которых разделение осуществляют с использованием различий:

- в содержании ценного (породного) компонента в порции (куске) обогащаемого материала (сортировка);

- в характере изменения размеров кусков разделяемых компонентов (истирание, декрипитация и др.);

- в эффектах взаимодействия кусков полезного ископаемого с рабочей поверхностью сепаратора (разделение по трению, упругости и др.);

- в эффектах взаимодействия заряженных частиц с электрическим полем;

- в характере перевода разделяемых компонентов твердого полезного ископаемого в другие фазовые состояния (выщелачивание, геотехнология).

Осуществляемый в настоящее время перевод производства на качественно новую техническую основу определяет повышенные требования к знаниям, квалификации.

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

Всем, оказавшим содействие в составлении и оформлении настоящего учебника, автор выражает глубокую признательность.

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Сортировка полезных ископаемых основана на различии в цвете, блеске, естественной и наведенной радиоактивности разделяемых минералов, различной способности их ослаблять радиоактивное излучение и отражать электромагнитные волны различной длины.

К способам сортировки полезных ископаемых относятся ручная сортировка (породовыборка, рудоразборка, углесортировка и др.) и процессы, для которых установилось общее название — радиометрические методы обогащения.

Сортировка полезных ископаемых является одним из первых методов обогащения, освоенных человеком. В далеком прошлом сортировка, применяемая как основная обоганительная операция, позволяла путем выборки камней, самородных металлов получать готовые продукты для изготовления орудий труда и украшений.

Ручная сортировка осуществляется, когда не может быть применено механическое или химическое обогащение, или в том случае, если эти процессы не обеспечивают необходимого качества разделения, например при отборке драгоценных камней, листовой слюды, длинноволокнистого асбеста и др.

Одним из первых создателей техники для сортировки полезных ископаемых стал советский ученый М. Е. Богословский, предложивший в 30-е годы метод, использующий явление люминесценции алмазов, и разработавший радиометрический сепаратор для обогащения алмазосодержащих руд. Им же предложен для обогащения алмазосодержащих руд гамма-адсорбционный метод, использующий различия в поглощении излучения веществом.

Советский исследователь З. В. Волкова в 40-е годы начала работы по обогащению естественно-радиоактивных руд. Эти работы завершились созданием в СССР сепараторов для сортировки естественно-радиоактивных руд. Несколько позже появились сообщения о разработке аналогичной аппаратуры в Канаде.

Значительное развитие техника сортировки полезных ископаемых получила начиная с 50-х годов. К настоящему времени известно до 20 методов сортировки полезных ископаемых, значительная часть которых разработана нашими учеными. Так, в 60-х годах советскими учеными А. П. Черновым, Г. М. Малаховым и другими разработан и внедрен в промышленность гам-

ма-абсорбционный метод обогащения железных руд Кривбасса. Под руководством Б. Г. Егiazарова разработан и внедрен рентгенорадиометрический метод обогащения руд цветных металлов. В. А. Лилеевым разработан нейтронно-абсорбционный радиометрический способ обогащения борных руд, эффективность которого доказана в промышленности.

Основным достоинством процесса сортировки является возможность вывода в отвальные продукты до 20—35%, а иногда и больше пустой породы от перерабатываемых руд (50—75% от сортируемых классов).

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ СОРТИРОВКИ

В настоящее время в отечественной промышленности используются авторадиметрический, гамма-абсорбционный, рентгенорадиометрический, фотоядерный, нейтронно-абсорбционный, нейтронно-активационный, рентгенолюминесцентный и фотометрический способы радиометрического обогащения.

К сортировке рекомендуется относить также и те методы, которые используют в качестве разделительного признака такие свойства разделяемых минералов, как электрические, магнитные, тепловые, упругие и др.

Общими для реализации процесса сортировки, независимо от применяемых технических средств, являются следующие операции:

- определение сорта порции полезного ископаемого;

- выделение порции заданного качества в определенный приемник продуктов разделения.

Содержание ценного компонента (качество порции) можно определить различными косвенными способами. Общим требованием к способам определения качества порции материала является экспрессность и возможность проведения данной операции без разрушения материала и сложных методов подготовки порции к анализу. Получаемый косвенный параметр обычно не требуется переводить в показатель качества порции. Показатель, по которому порцию полезного ископаемого относят к тому или иному сорту, называют разделительным признаком.

Различия в качестве порций обогащаемого материала и точность применяемого метода определения качества в ряде случаев позволяют выделять несколько сортов, что создает предпосылки для осуществления многопродуктовой сортировки.

Определение сорта порции может проводиться приборным и визуальным способом, а выведение порций из потока материала может быть механизировано или осуществляться вручную (рис. 1,а).

Способы сортировки, не получившие специальных названий, имеют ограниченное применение. Приборный немеханизированный способ (П—Н) используется для определения наличия металлических предметов в потоках материала с помощью метал-

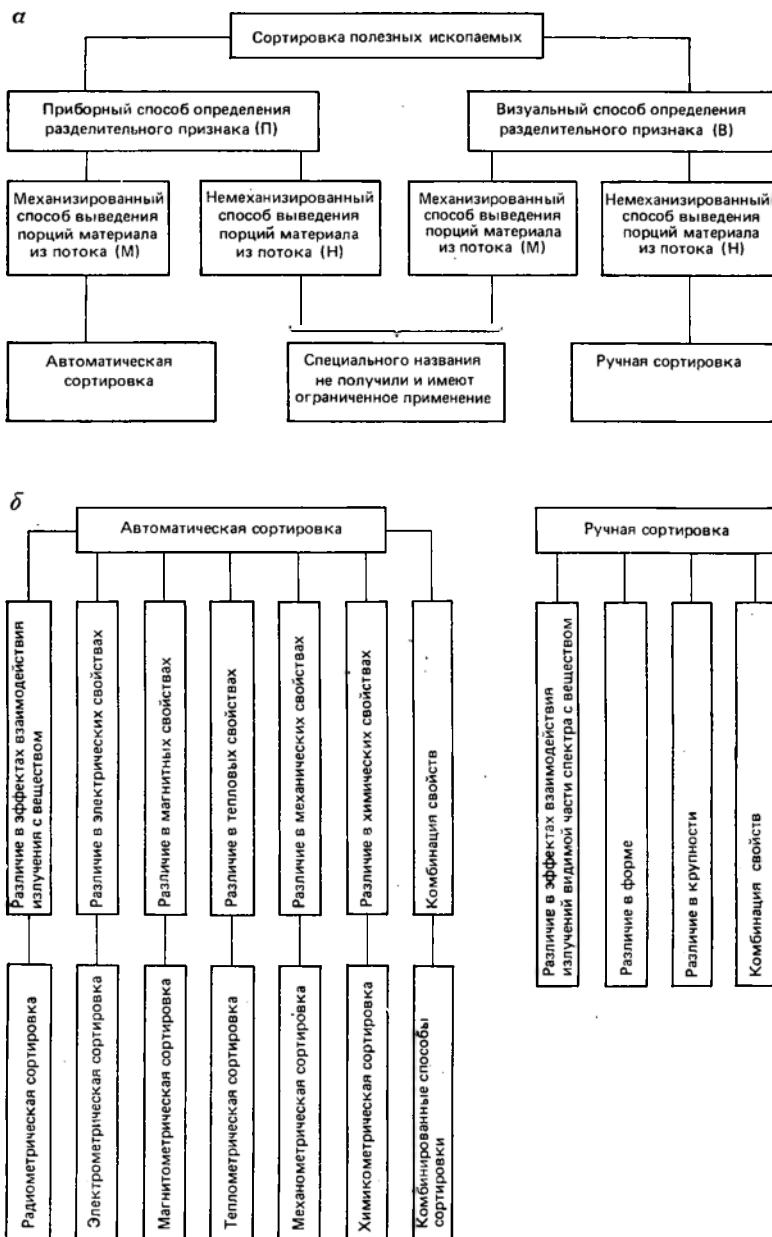


Рис. 1. Классификация процессов сортировки полезных ископаемых по способу осуществления основных технологических операций (а) и по используемому свойству для определения сорта объекта (б)

лоискателя и ручного их извлечения из потока. Этот способ применяется при малой частоте извлечений.

Визуальный механизированный способ (В—М) используется при значительной частоте выведения порций из потока.

Процессы сортировки классифицируют по способу их осуществления и по основным признакам — свойствам, по которым определяют сорт объекта (порции, частицы) (рис. 1,б).

Способы автоматической сортировки (см. рис. 1,б) включают хорошо развитую группу методов радиометрической сорти-

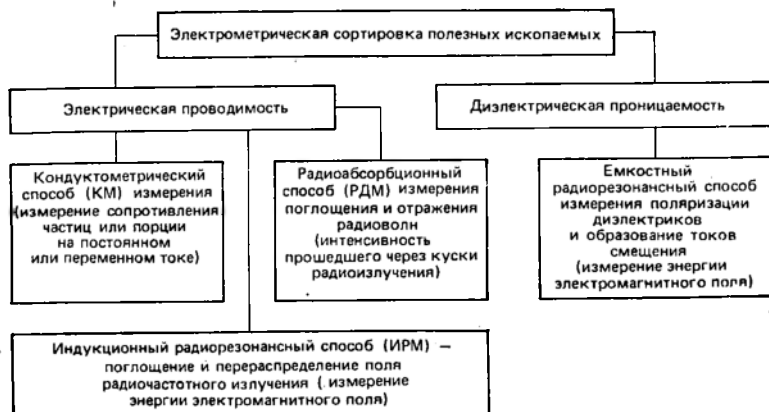


Рис. 2. Электрометрические способы сортировки полезных ископаемых

ровки, зарождающиеся электро-, магнито-, тепло- и химикометрические методы. В классификационную схему включена механическая сортировка, примеров реализации которой в промышленности пока нет, но которая в принципе, может использовать всю совокупность механических свойств горных пород (прочность, твердость, плотность и др.).

Классификация радиометрических методов сортировки полезных ископаемых приведена в табл. 1.

Классификация электрометрических способов сортировки полезных ископаемых представлена на рис. 2.

§ 3. ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА СОРТИРОВКИ

Для осуществления процесса сортировки полезного ископаемого требуется выполнить операции по подготовке к обогащению, отнесению частиц к определенному сорту и выделению их из потока материала.

Для отнесения объекта к какому-то сорту могут быть использованы любое из его свойств или любая комбинация свойств, например электрические, магнитные, гравитационные,

Т а б л и ц а 1. Классификация радиометрических методов обогащения полезных ископаемых (по В. А. Мокроусову и В. А. Лилееву)

Вид излучения, длина волны, нм	Регистрируемое свойство минерала	Признак разделения, используемый для обогащения	Метод	Область применения
Гамма-излучение, $< 10^{-2}$	Естественная радиоактивность	Интенсивность гамма-излучения	Авторadiометрический (АРМ)	Урановые, ториевые руды
	Фотоядерная реакция (ядерный фотоэффект)	Плотность потока облучаемого излучения	Фотонейтронный (ФНМ)	При $E_{\gamma} > 1,67$ МэВ бериллиевые; при $E_{\gamma} > 10-20$ МэВ марганцевые, железные, оловянные, медные, молибденовые, танталовые и др. руды
	Возбуждение характеристического рентгеновского излучения	Интенсивность рентгеновской флюоресценции	Гамма-флюоресцентный (ГФМ)	Полезные ископаемые, содержащие элементы с атомным номером $Z > 19$; руды марганцевые, медно-никелевые, вольфрамовые, молибденовые, оловянные, бариевые, танталовые, вольфрамовые, свинцово-цинковые и др.
То же	Рассеяние на электронных оболочках атомов	Интенсивность обратнорассеянного гамма-излучения	Гамма-отражательный (ГОМ)	Полезные ископаемые, содержащие тяжелые элементы: свинцовые, ртутные, железные, хромовые руды, содержащие элементы с атомным номером $Z \geq 2,5$
	Фотоэлектрическое поглощение и комптоновское рассеяние	Интенсивность прошедшего через гамма-излучения	Гамма-абсорбционный (ГАМ)	Железные, хромовые, свинцово-цинковые, сурьмяные, оловянные руды, уголь, горючие сланцы

Бета-излучение, 10 ⁻³ —10 ⁻²	То же	Интенсивность бета-излучения	То же	Сильвинитовые руды
	Возбуждение характеристического рентгеновского флуоресцентного излучения	Интенсивность рентгеновской флуоресценции	Бета-флуоресцентный (БФМ)	Полезные ископаемые, содержащие элементы с атомным номером $Z \geq 35$; руды молибденовые, оловянные, вольфрамовые и др.
	Рассеяние на электронных оболочках атомов	Плотность потока обрательного рассеянного бета-излучения	Бета-отражательный (БОМ)	Полезные ископаемые, содержащие тяжелые элементы: руды свинцово-цинковые, сурьмяно-ртутные и др.
Нейтронное, 10 ⁻² —10 ⁻¹	Радиационный захват ядрами тепловых и медленных нейтронов с образованием искусственной радиоактивности	Плотность потока наведенного излучения	Нейтронно-активационный (НАКМ)	Полезные ископаемые с сечением активации не менее 1·10 ⁻²⁸ м ² ; руды, содержащие индий, иридий, ванадий, серебро, золото, медь
	Радиационный захват с испусканием характеристического спектра гамма-лучей	Интенсивность характеристического гамма-излучения	Нейтронно-радиационный (НРМ)	Полезные ископаемые, содержащие элементы с сечением радиационного захвата 1·10 ⁻²⁸ м ² и более
	Захват и рассеяние тепловых и медленных нейтронов на ядрах химических элементов	Плотность потока нейтронного излучения, прошедшего через куски	Нейтронно-абсорбционный (НАМ)	Полезные ископаемые, содержащие элементы с большим сечением захвата тепловых нейтронов, например, бор, литий, кадмий, редкие земли, руды борные, борооловянные, литиевые

Продолжение табл. 1

Вид излучения, длина волны, нм	Регистрируемое свойство минерала	Признак разделения, используемый для обогащения	Метод	Область применения
Рентгеновское, 5·10 ⁻² —10	Возбуждение характеристического рентгеновского флуоресцентного излучения	Интенсивность рентгеновской флуоресценции	Рентгенофлуоресцентный (РФМ)	Марганцевые, медно-никелевые, ниобиевые, молибденовые, оловянные, танталовые, вольфрамовые, свинцово-цинковые и другие руды
	Возбуждение люминесценции в видимой области спектра, ультрафиолетовой или инфракрасной	Световой поток рентгенолюминесценции	Рентгенолюминесцентный (РЛМ)	Полезные ископаемые, содержащие люминесцирующие в рентгеновских лучах минералы; руды алмазосодержащие, флюоритовые, никелевые, целестиновые, сподуменовые, шеелитовые
	Рассеяние на электронных оболочках атомов	Интенсивность обратнорассеянного рентгеновского излучения	Рентгеноотражательный (РОМ)	Свинцовые, ртутьсодержащие, железные, хромовые руды
Ультрафиолетовое, 100—380	Фотоэлектрическое поглощение и комптоновское рассеяние	Интенсивность прошедшего через рентгеновского излучения	Рентгеноабсорбционный (РАМ)	Железные, хромовые, свинцово-цинковые, сурьмяные, олозянные руды, а также уголь, горючие сланцы
	Возбуждение люминесценции в видимой области спектра, ультрафиолетовой или инфракрасной	Световой поток фотолюминесценции	Фотолюминесцентный (ФЛМ)	Полезные ископаемые, содержащие люминесцирующие под действием ультрафиолетового излучения минералы; руды флюоритовые, шеелитовые, баритовые, доломит, гипс, кальцит, алмазы

Видимый свет, (3,8—7,6) 10 ²	Диффузное отражение	Световой поток диффузно отраженного света	Фотометрический (ФМ)	Полезные ископаемые, у которых разделяемые компоненты отличаются по коэффициенту диффузного отражения (цвету); каменная соль, тальк, гипс, доломит, известняк, золотосодержащие, баритовые, цезиевые, оловянные, марганцевые, ильменитовые руды
	Зеркальное отражение	Световой поток зеркально-отраженного света	Зеркально-фотометрический (ЗФМ)	Полезные ископаемые, у которых одна из составляющих компонент имеет высокий коэффициент зеркального отражения, например кварц, слюды
	Поляризация отраженного света	Световой поток поляризационно-отраженного света	Поляризационный фотометрический (ПФМ)	То же
	Поглощение и рассеяние света	Световой поток прошедшего через обогащаемые частицы света	Фотоабсорбционный (ФАМ)	Полезные ископаемые, у которых выделяемый компонент обладает высокой прозрачностью, например оптический кварц, алмазы, галит

тепловые, механические свойства, эффекты взаимодействия излучений с веществом и др.

Если на порцию сортируемого материала направить поток излучения, то вещество, из которого состоит порция, взаимодействуя с излучением, будет менять интенсивность или состав излучения. Регистрируя параметры этого излучения с помощью приемника излучения, получают информацию о свойствах вещества порции. Для согласования свойств приемника излучений с устройством, которое осуществляет вывод порции из потока материала, включают узел (схему) переработки информации. Между всеми основными блоками устройства для сортировки полезного ископаемого могут устанавливаться фильтрующие элементы, уменьшающие погрешности измерения свойства порции. Принципиальная схема сортировки полезных ископаемых представлена на рис. 3.

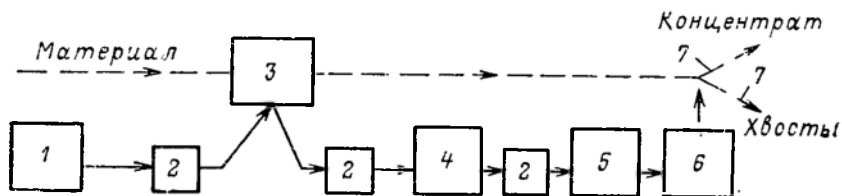


Рис. 3. Принципиальная схема сортировки полезных ископаемых:

1 — источник воздействия; 2 — фильтрующие элементы; 3 — объект (порция, частица); 4 — приемник воздействия; 5 — узел обработки информации; 6 — узел вывода объектов (порции, частицы) из потока; 7 — траектория движения объектов (порций, частиц)

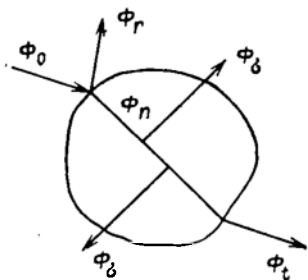


Рис. 4. Схема прохождения излучения через частицу горной породы

При автоматической сортировке электронная схема осуществляет прием информации, обработку ее по заранее заданному алгоритму и выработку управляющего сигнала на удаление частиц с заданными свойствами. Усложнение схем обработки информации связано с учетом размера порции, усложнением критериев для отнесения порции к определенному сорту.

Принципиальная схема, отображающая прохождение излучения через частицу горной породы, представлена на рис. 4.

Для границы раздела сред воздух — горная порода можно записать

$$\Phi_0 = \Phi_n + \Phi_r.$$

Часть излучения Φ_r отразится от поверхности куска, а другая часть Φ_n проникнет в горную породу. Прохождение излуче-

ния в горной породе сопровождается поглощением Φ , рассеянием Φ_σ излучения и иногда генерацией нового излучения с иной длиной волны. Некоторая часть излучения Φ_t пройдет через кусок. Излучение, вошедшее в кусок горной породы, будет равно

$$\Phi_n = \Phi_\sigma + \Phi_\mu + \Phi_t.$$

И тогда

$$\Phi_0 = \Phi_r + \Phi_\sigma + \Phi_\mu + \Phi_t.$$

Если разделить левую и правую части уравнения на Φ_0 , то получим

$$1 = r + \sigma + \mu + t,$$

где r, σ, μ, t — коэффициенты соответственно отражения, рассеяния, поглощения, пропускания.

В некоторых минералах при определенных энергиях излучения в куске генерируется новое излучение другого энергетического спектра. Это новое излучение возникает при поглощении первичного излучения.

В соответствии с представленной схемой прохождения излучения через вещество можно выделить несколько разновидностей радиометрических способов сортировки (рис. 5).

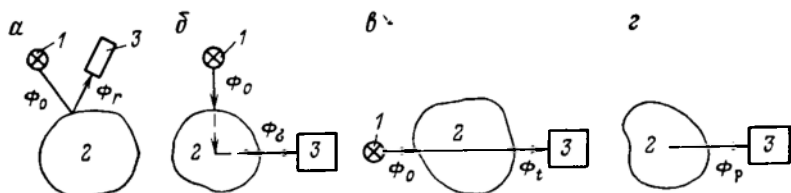


Рис. 5. Радиометрическая сортировка с использованием отраженного (а), рассеянного (б), прошедшего (в) и генерируемого частицей (г) излучения: 1 — источник излучений; 2 — частица полезного ископаемого; 3 — приемник излучения

Для первого способа (рис. 5,а), использующего различия в коэффициенте отражения излучения, возможны случаи зеркального и диффузного отражения и, как указывалось, требуется установка различного рода фильтров для уменьшения помех полезному сигналу.

Схема реализации радиометрической сортировки с использованием различия в коэффициенте рассеяния представлена на рис. 5,б.

Радиометрические способы сортировки с использованием прошедшего и генерируемого частицей излучения получили название соответственно абсорбционные (рис. 5,в) и авторадиметрические (рис. 5,г). Причем авторадиметрический способ не требует применения источника излучения, так как использует различие в естественной радиоактивности руд (Φ_p).

Свойства разделяемых компонентов. К свойствам сырья, оказывающим решающее воздействие на показатели сортировки, относят вещественный состав и характер распределения минералов, содержание ценного компонента и присутствие попутных ценных компонентов, гранулометрический состав, степень неравномерности распределения ценного компонента в порциях (кусках), а также степень соответствия между содержанием ценного компонента и измеряемым параметром, используемым в качестве разделительного признака. Определение всех указанных свойств проводится при изучении полезного ископаемого, его разведке и исследовании на обогатимость.

Содержание ценного компонента в сырье является основной характеристикой, определяющей его ценность. Существует некоторое минимальное (граничное) содержание полезного компонента в куске (порции), при котором он имеет практическую ценность. Граничное содержание ценного компонента в куске определяется развитием техники и технологии обогащения, а также экономическими факторами.

Различно влияние вещественного состава на процесс сортировки. Так, при использовании методов, регистрирующих содержание химического элемента, например, использующих нейтронное и гамма-излучение, не имеет существенного значения, в какой из минералов входит данный химический элемент. В других случаях используются методы, чрезвычайно чувствительные к изменениям химического состава минерала и формы включений. Например, люминесцентная сортировка использует явления люминесценции минералов благодаря включениям в кристаллическую решетку атомов или целых групп, имеющих общее название люминогенов. Изменение состава включений приводит к ухудшению процесса сортировки.

Известны примеры, когда незначительные примеси в минералах создают возможности повышения селективности процесса сортировки. Так, например, В. И. Ревнивцев показал, что при облучении кварца примеси железа, титана, алюминия придают ему цветовые оттенки, достаточные для использования в фотометрической сортировке.

Гранулометрический состав полезного ископаемого как свойство полезного ископаемого, определяющее показатели сортировки, формируется в процессе добычи, транспортирования и подготовки полезного ископаемого. При этом основное влияние на формирование гранулометрического состава оказывают физико-механические свойства полезного ископаемого, способ отбойки, система транспортирования и ряд других факторов. Влияние всех этих факторов может улучшить показатели или усложнить процесс сортировки.

С помощью порционной сортировки перерабатывают неклассифицированный материал (горную массу) в диапазоне крупности $-500 + 0$ мм; в покусковых режимах стремятся сортировать крупные классы материала, что обусловлено резким сни-

жением производительности процесса при уменьшении крупности.

В настоящее время верхний предел размеров частиц, направляемых на сортировку, составляет 300 мм, нижний зависит от применяемого метода сортировки. Так, при использовании проникающих излучений он составляет 25 мм, а при использовании, например, видимых излучений — 5 мм, редко меньше. Часто мелкие классы, обычно не обогащаемые методом сортировки, имеют высокое содержание ценного компонента, что не позволяет направлять их в хвосты, а при объединении их с концентратами сортировки качество объединенных продуктов снижается. Это затрудняет выбор классов крупности для сепарации и ставит вопрос о гранулометрическом составе в ряд вопросов, которые требуется решать при оценке обогатимости минерального сырья.

Учитывая, что большинство сепараторов позволяет обогащать материал с отношением диаметров наибольшей и наименьшей частиц (модулем), равным 2, максимальное число выделенных классов составляет 5—7.

Для исследования гранулометрического состава крупнокускового материала применяют фотопланиметрический метод. Этот метод заключается в фотографировании массы кускового материала, например, после его отбойки, причем сторона фотографируемого участка не должна быть меньше трех диаметров максимального куска. По фотографии выделяют куски, относящиеся к одному классу, и определяют суммарные площади, занимаемые горизонтальными проекциями кусков каждого класса. Отношение суммарной площади i -го класса к выделенной площади кадра и дает выход узкого класса. Повышения точности измерения достигают путем увеличения числа фотографируемых площадок.

При значительном контрасте компонентов в цвете с помощью цветной фотографии можно изучать распределение содержания ценного компонента по кускам и классам крупности. Применение этого способа значительно снижает трудоемкость работ при исследовании на обогатимость особенно крупнокусковых продуктов (сырья).

Наряду с гранулометрическим составом эффективность сортировки полезного ископаемого определяется распределением ценного компонента в кусках полезного ископаемого. При добыче полезного ископаемого и последующем его дроблении получают куски трех типов (рис. 6,а): содержащие только полезный минерал (1); содержащие только породные минералы (2); куски-сростки, содержащие полезный и породные минералы (3).

Наивысшие показатели могут быть получены при полном раскрытии минералов, т. е. при отсутствии сростков. Можно выделить три формы распределения ценного минерала в куске-сростке (рис. 6,б): равномерное по всему объему сростка с вы-

ходом отдельных вкраплений на поверхность (I), концентрированное, при котором ценный компонент имеет выход на поверхность куска (II), и концентрированное, при котором ценный компонент не имеет выхода на поверхность (III).

Сростки III типа можно выделять в концентрат только при использовании проникающих излучений. Сростки I и II типов можно выделять из материала с использованием излучений в видимом диапазоне.

Контрастность полезного ископаемого. Показатели обогатительного процесса в первую очередь определяют

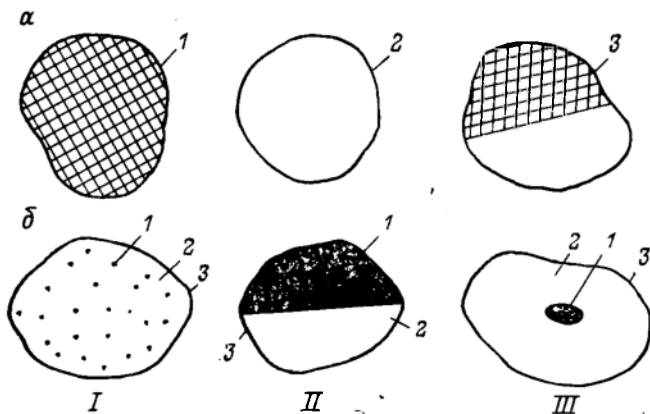


Рис. 6. Распределение ценного компонента в кусках полезного ископаемого: а — разновидности кусков; б — формы распределения ценного минерала в сростках

ся различием компонентов в свойстве, по которому ведется разделение. С появлением радиометрической сортировки возникло понятие контрастности свойств полезного ископаемого. Это понятие отражает различие содержания ценного компонента в кусках руды. Для оценки колебания содержания ценного компонента в отдельных кусках или порциях может использоваться среднее квадратическое отклонение.

В. А. Мокроусовым было доказано и в настоящее время принято большинством исследователей, что для оценки контрастности предпочтительнее применять среднее взвешенное относительное отклонение содержания ценного компонента в кусках от среднего содержания в руде. Этот показатель применяют для определения контрастности узкого класса крупности.

$$M = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} |\alpha_i - \alpha| q_i}{\alpha},$$

где n — число кусков; α_i , α — содержание ценного компонента

соответственно в i -м куске и в руде (классе), %; q_i — доля массы куска в общей массе пробы, доли ед.

Одним из существенных преимуществ показателя контрастности, по В. А. Мокроусову, является связь с широко используемыми в обогащении полезных ископаемых кривыми обогатимости.

Так, если построить кривые обогатимости в координатах выход — содержание ценного компонента в кусках или порциях руды (узкого класса руды), то по таким кривым можно судить о предельных технологических показателях при сортировке данной руды или класса. В. А. Мокроусовым предложено называть эти кривые «кривыми контрастности».

Показатель контрастности может изменяться от 0 до 2 и позволяет судить о принципиальной возможности обогащения данной руды сортировкой.

На основе практики обогащения руды условно разделяют по показателю контрастности на следующие категории: неконтрастные ($M < 0,5$), низкоконтрастные ($M = 0,5 \div 0,7$), контрастные ($M = 0,7 \div 1,1$), высококонтрастные ($M = 1,1 \div 1,5$) и особо контрастные ($M > 1,5$).

Степень соответствия содержания ценного компонента признаку разделения является наряду с контрастностью важной характеристикой руды, поступающей на радиометрическое обогащение.

Выше было сказано, что оценка контрастности кусков идет по содержанию определяемого компонента, измеренному непосредственно. Но для определения содержания ценного компонента в порции (куске) при сортировке полезных ископаемых используют косвенные методы определения содержания. Например, при радиометрических методах сортировки о содержании компонентов в порции судят по интенсивности регистрируемых излучений. В данном случае интенсивность излучения выступает в роли разделительного признака, по которому ведется направление кусков в концентрат и в хвосты. Значение содержания ценного компонента, при котором куски с равной вероятностью можно отнести и в хвосты, и в концентрат, принято называть граничным содержанием, а соответствующее ему значение интенсивности регистрируемого излучения граничным значением разделительного признака. При этом естественно, что показатели обогащения определяются степенью соответствия разделительного признака Π содержанию α ценного компонента. Оценка соответствия может производиться по корреляционным полям, построенным в координатах $\Pi = f(\alpha)$, и характеристикам для оценки тесноты связи — коэффициенту корреляции и корреляционному отношению.

При определении содержания ценного компонента косвенным методом на тесноту связи влияют следующие факторы: диапазон крупности обогащаемого материала, вид используемого излучения, способ измерения соотношения поверхностей его ком-

понентов. Так, при обогащении машинного класса с модулем, равным 2, масса кусков может отличаться на порядок. Поэтому интенсивность излучения от куска следует соотносить с его размерами. При разных способах измерения определяют излучение от всего куска (порции) или же измеряют качество отдельных участков порции (куска). При опробовании отдельных участков порции (куска) приходится формировать признак разделения из всей полученной информации.

Степень соответствия между разделительным признаком и содержанием ценного компонента можно определить из сопоставления кривых обогатимости Анри, построенных при группировке кусков руды по разделительному признаку, с кривыми контрастности той же руды. Количественную характеристику степени соответствия дает показатель разделительного признака Π , являющийся средним взвешенным относительным отклонением содержания ценного компонента во фракциях, сгруппированных по разделительному признаку, от среднего содержания компонента в руде,

$$\Pi = \frac{\sum_{i=1}^{i=j} |(\alpha_j - \alpha) \gamma_i|}{\alpha},$$

где j — число фракций; α_j , α — содержание ценного компонента соответственно во фракции и в пробе, %; γ_i — выход фракции, доли ед.

Так как показатель Π определяется аналогично показателю M , то его можно определить и по кривым обогатимости, построенным с учетом группировки по фракциям, с использованием формул для определения величины M .

Отношение $\Pi/M = \mathcal{E}$ характеризует соответствие разделительного признака содержанию компонента и называется эффективностью признака разделения. При прочих равных условиях чем выше эффективность, тем более удачно выбран признак разделения и тем более высокие могут быть достигнуты показатели разделительного процесса.

§ 4. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА СОРТИРОВКИ

Сортировка, как и любой разделительный процесс, может оцениваться с помощью таких показателей, как качество и выход продуктов разделения, извлечение ценных компонентов в продукты, степень концентрации, эффективность.

Особенности сортировки, такие, как сортировка материалов значительной крупности, наличие и использование в некоторых процессах видимых различий, использование эффектов взаимодействия излучений с веществом, позволяют применять экспрессные методы оценки.

Эффективность процесса ручной сортировки характеризуется тремя основными показателями: коэффициентом сортировки пустой породы ε ; остаточной засоренностью $P_{\text{ост}}$; числом работающих сортировщиков и производительностью их труда.

Коэффициент сортировки пустой породы ε (%) определяют по формуле

$$\varepsilon = 100Q/Q_p,$$

где Q и Q_p — масса пустой породы соответственно отсортированной и в исходной руде, т.

Остаточная засоренность $P_{\text{ост}}$ (%) определяется по формуле

$$P_{\text{ост}} = 100Q_{\text{ост}}/D,$$

где $Q_{\text{ост}}$ — масса пустой породы, оставшейся в руде после сортировки, кг; D — масса пробы руды после сортировки, кг.

Коэффициент сортировки пустой породы и остаточную засоренность применяют также для оценки показателей фотометрической сортировки. Эти показатели можно применять для оценки любого процесса сортировки, если имеется аппаратура для оценки качества кусков АПР (аппаратура признака разделения).

Оценку предельно допустимых результатов, анализ потерь ценного компонента и выяснение причин потерь можно производить по следующей методике. Все источники потерь разбивают на четыре группы, каждая из групп оценивается показателем эффективности. Общую эффективность E_o (доли ед.) процесса получают как произведение эффективностей каждой из групп

$$E_o = E_p E_n E_c,$$

где E_p , E_n , E_c , — эффективность соответственно раскрытия отдельных компонентов, признака разделения, настройки процесса, работы обогатительного аппарата (сепаратора), доли ед.

Если содержание ценного компонента в руде α , то в идеальном случае при полном раскрытии компонентов можно получить выход концентрата, равный α , а выход хвостов соответственно $(1-\alpha)$. Отклонение содержания ценного компонента в концентрате от среднего содержания в руде будет для концентрата $(1-\alpha)$ и для хвостов $(0-\alpha)$.

Среднее взвешенное отклонение содержания полезного компонента в таких теоретических продуктах от содержания его в руде, отнесено к этому содержанию, названо показателем руды P и определяется по выражению

$$P = \frac{|(1-\alpha)\alpha| + |(1-\alpha)(0-\alpha)|}{\alpha} = 2(1-\alpha).$$

Реально достижимые результаты сортировки будут всегда ниже, чем при полном раскрытии компонентов полезного ископаемого, и определяются по кривым контрастности. В показателе контрастности находят отражение вкрапленность ценного

компонента, характер срастания компонентов, прочность их границ, характеристики и режимы работы дробильного оборудования.

Отношение контрастности к идеальной эффективности дезинтеграции компонентов и покажет эффективность раскрытия E_p (доли ед.) при обработке полезного ископаемого данной контрастности

$$E_p = M/P.$$

Это отношение выражает эффективность контрастности.

Сортировку ведут не по содержанию ценного компонента, а по некоторому разделительному признаку, лишь косвенно отражающему содержание, что приводит к снижению эффективности сортировки. Эффективность признака разделения E_n определяют как отношение показателей разделительного признака и контрастности

$$E_n = \Pi/M.$$

Оценку теоретических результатов обогащения полезного ископаемого при данной контрастности, принятом признаке разделения с заданным граничным содержанием производят с помощью показателя граничного содержания Γ (доли ед.) по выражению

$$\Gamma = [(\beta - \alpha) \gamma_k + (\alpha - \vartheta) \gamma_{хв}] / \alpha.$$

Показатель граничного содержания является относительным средним взвешенным из отклонений содержания ценного компонента в концентрате β и хвостах ϑ от содержания его в руде α , отнесенное к этому содержанию.

При заданном качестве концентрата β и известном содержании ценного компонента в исходном α содержание в хвостах ϑ , выходы концентрата γ_k и хвостов $\gamma_{хв}$ определяют по кривым обогатимости, построенным по выбранному признаку разделения.

Отношение показателя граничного содержания Γ к признаку разделения Π называют эффективностью настройки граничного содержания E_n (доли ед.)

$$E_n = \Gamma/\Pi.$$

Используемая аппаратура (сепаратор) для осуществления процесса сортировки имеет различную чувствительность к содержанию ценного компонента, к изменению размеров кусков, типов сростков и другим факторам, определяющим эффективность работы сепаратора E_c (доли ед.), которая определяется по выражению

$$E_c = C/\Gamma,$$

где C — показатель сепарации, доли ед.

Показатель сепарации C определяется по выражению, приведенному для определения показателя граничного содержания Γ , с той лишь разницей, что β , Φ , γ_k , $\gamma_{хв}$ берут из результатов обогащения данного полезного ископаемого на конкретном обогатительном аппарате, использующем выбранный признак разделения.

Учитывая значения частных эффективностей, общая эффективность E_o (доли ед.) составит

$$E_o = MПГС / (PМПГ) = C/P.$$

Отношение показателя сепарации C к показателю руды P И. М. Верховским названо общей технологической эффективностью.

По значениям частных эффективностей E_p , E_n , E_n , E_c можно судить о возможности совершенствования сортировки данного полезного ископаемого. Так, снижение E_p свидетельствует об ухудшении свойств полезного ископаемого или качества подготовки его к сепарации. Эффективность признака разделения E_n позволяет из ряда разделительных признаков выбрать тот, который обеспечивает наивысшую эффективность. Знание эффективности работы сепаратора и граничного содержания позволяет обоснованно подойти к выбору обогатительного аппарата для конкретной руды и назначению границы разделения.

§ 5. ТЕХНОЛОГИЯ СОРТИРОВКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

К основным технологическим задачам сортировки можно отнести следующие:

I — выделение чистых минералов или минералов, пригодных для использования без дальнейшего обогащения;

II — предварительная концентрация ценного компонента;

III — разделение полезного ископаемого на отдельные технологические типы;

IV — получение крупнокусковых концентратов для химической, металлургической обработки;

V — доводка черновых концентратов, полученных другими способами.

Каждая из названных технологических задач сортировки имеет свои особенности.

I *технологическая задача* получения чистых компонентов полезных ископаемых в прошлом имела значительную долю во всей совокупности технологических задач и утратила значение при исчерпании месторождений самородных металлов. В настоящее время данная технология применяется при выборке драгоценных, полудрагоценных и поделочных камней.

II *технологическая задача* имеет два приложения — к кондиционным и некондиционным (забалансовым) рудам.

При предварительном обогащении кондиционных руд ставится задача повышения производственной мощности обогати-

тельной фабрики и снижения себестоимости продукции. Существует опасность возникновения дополнительных потерь при сортировке, и поэтому настройку процесса ведут на выделение хвостов с отвальным содержанием ценного компонента. Снижения общего извлечения при этом не происходит, а в некоторых случаях происходит повышение извлечения, так как на последующий обогатительный передел, например флотацию, направляется более богатый продукт. Предварительное обогащение создает предпосылки для повышения производственной мощности горно-обогатительного комбината, использования отходов для нужд стройиндустрии (щебень и др.), позволяет уменьшить затраты на дробление и измельчение за счет вывода из процесса крупнокусковой части пустой породы. Вывод хвостов при обогащении кондиционных руд достигает 20—50% от исходного.

При предварительном обогащении некондиционных руд задаются целью получения максимального выхода концентрата при минимально допустимом содержании ценного компонента. Предварительное обогащение некондиционных руд снижает потери ценного компонента в забалансовых рудах и позволяет увеличить срок существования действующих ГОКов или улучшить обеспеченность сырьем.

III *технологическая задача* предусматривает предварительное разделение руды на отдельные технологические типы, отличные по своим свойствам и вещественному составу. Главным при решении этой задачи становится повышение селективности разделения. Например, окисленные и неокисленные разности сульфидных руд должны перерабатываться по существенно различной технологии. Руды, имеющие неодинаковое содержание ценного компонента при переработке по различным схемам, обеспечивают большее извлечение. К данной задаче можно отнести и случай, когда тип руды, ее обогатимость определяет минерал-спутник и выделение технологических типов позволяет значительно улучшить показатели обогащения (например, радиорезонансный метод позволяет разделить шеелит, связанный с сульфидами, и шеелит, связанный с силикатами).

IV *технологическая задача* заключается в получении концентратов заданной крупности. Потребителями крупнокусковых концентратов являются металлургические предприятия. Крупнокусковые концентраты можно получать двумя способами: гранулированием тонкодисперсных концентратов или, если позволяет вкрапленность полезного ископаемого, с помощью сортировки в кусковом виде. Примером решения такой задачи может служить обогащение железосодержащих руд в Криворожском бассейне на шахте «Гигант-Глубокая», где получают крупнокусковой концентрат, который идет в мартеновское производство.

V *технологическая задача* — доводка концентратов, полученных другими способами обогащения. Так, например, разделение концентратов промывки смешанных марганцевых руд на

окисные и карбонатные минералы марганца с помощью фотометрической сепарации дает лучшие результаты, чем при использовании гравитационных, флотационных и магнитных способов обогащения.

Режимы сортировки полезных ископаемых. Режим процесса сортировки определяется способом организации транспортного потока материала и характеристикой порций выводимого из потока материала. Особенностью сортировки является наличие обязательных операций транспортирования полезного ископаемого и выделение из потока порций (кусков) заданного качества.

Транспортирование полезного ископаемого может осуществляться с помощью конвейерного транспорта сплошным уплотненным потоком, в отдельных емкостях, т. е. отдельными дискретными порциями, отдельными кусками, расположенными один за другим, отдельно расположенными кусками на плоскости или в каком-то объеме (табл. 2).

Так как при каждом из пяти способов транспортирования выделение материала из потока можно производить по одному куску или порцией, то можно выделить десять технологических режимов. В практике сортировки нашли применение только пять режимов (см. табл. 2).

Порционные режимы обеспечивают большую производительность при невысоком качестве продуктов разделения. Покусковые режимы сортировки обеспечивают высокое качество продуктов разделения. Производительность при сортировке в покусковом режиме ниже, чем при использовании порционного режима.

Подготовка полезного ископаемого к сортировке. Обычно при подготовке полезных ископаемых к сортировке решают две взаимосвязанные задачи:

- обеспечение максимального эффекта от операции сортировки;
- обеспечение нормального течения процессов сортировки.

Решения этих двух задач достигают путем подготовки полезного ископаемого по крупности и подготовки поверхности сортируемых частиц.

Для подготовки полезного ископаемого по крупности используют операции разрушения (в процессах добычи и дробления) полезного ископаемого и грохочения.

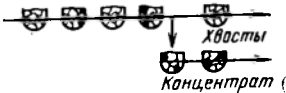
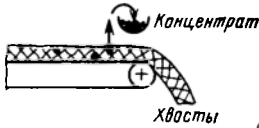
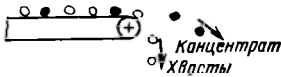
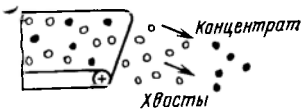
Цель разрушения заключается в доведении до заданной крупности, максимальном раскрытии (R) компонентов полезного ископаемого при заданном выходе (γ_i) сортируемых классов

$$R \longrightarrow R_{\max};$$

$$\sum_{i=1}^n \gamma_i \leq \gamma_{\text{зад}},$$

или же при постоянном раскрытии компонентов в процессах

Т а б л и ц а 2. Характеристика режимов сортировки

Тип		Схема сортировки	Режим	Область применения
транспортного потока	выделяемого потока			
Уплотненный поток	Порция (часть потока)	 Концентрат Хвосты	Поточно-порционный	Мелкопорционная сортировка
Дискретные порции	Порция (вагонетка, ковш)	 Хвосты Концентрат	Дискретно-порционный	Сортировка на радиометрических контрольных станциях
Сплошной поток	Кусок	 Концентрат Хвосты	Поточно-кусовой	Выборка драгоценных камней, металла, породы
Отдельные куски	»	 Концентрат Хвосты	Покусковой	Классифицированный материал рудных и нерудных полезных ископаемых
Рассредоточенные куски	»	 Концентрат Хвосты	Плоскокусовой	То же

Примечание. Первые два режима являются порционными, остальные — покусковыми.

подготовки и максимальном выходе сортируемых классов

$$R \geq R_{\text{зад}}; \quad \sum_{i=1}^n \gamma_i \longrightarrow \gamma_{\text{max}}.$$

Увеличение выхода классов, направляемых на сортировку, повышает эффект от введения операции сортировки.

Так как производительность процесса при использовании основного режима сортировки — покускового резко снижается при уменьшении размеров сортируемых кусков, то сортировку

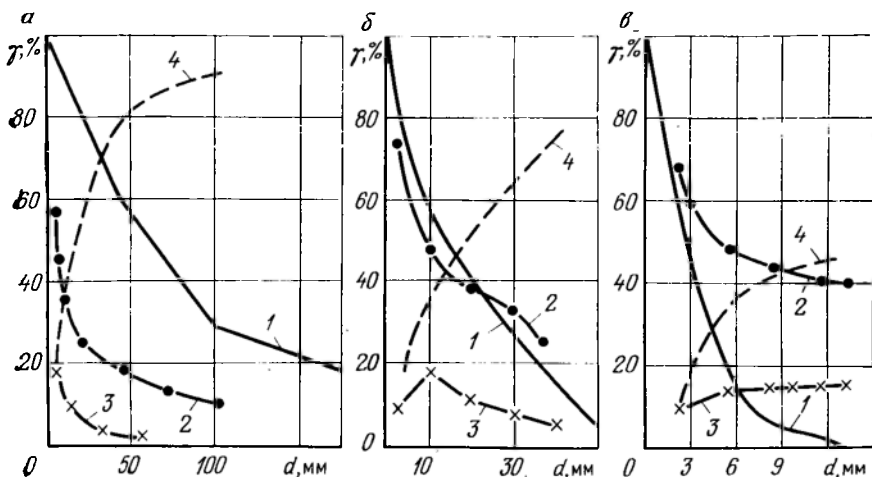


Рис. 7. Гранулометрическая характеристика (1) и выход раскрытых минералов галита (2), сильвина (3) и сростков (4) сильвинитовой руды при буровзрывном (а), комбайновом (б) способах добычи и дробленной руды (в)

предпочтительнее начинать с более крупных классов крупности. Кроме того, снижение крупности уже раскрытых компонентов приводит к снижению выхода сортируемых классов при одновременном увеличении выхода несортируемых классов. На сортировку направляют материал крупностью от 250 до 5 мм (редко сортируют более мелкие классы) с разбивкой на узкие классы крупности при модуле 2—3.

Гранулометрическая характеристика и выход раскрытых минералов сильвинитовой руды при буровзрывном и комбайновом способах добычи, а также дробленной руды приведены на рис. 7.

Видно, что выход γ (%) класса +5 мм при буровзрывном способе добычи выше, чем при комбайновом. Это обстоятельство можно использовать для увеличения выхода сортируемых классов.

Выходом сортируемого класса (например, +3 мм) можно управлять изменением размера разгрузочной щели щековой дробилки (рис. 8).

Из узкого сортируемого класса можно выделить в идеальных условиях все раскрытые минералы (например, галит) $\gamma_{хв}$ (%) в хвосты

$$\gamma_{хв} = \gamma_{-d_1+d_2} \alpha_r / 100,$$

где $\gamma_{-d_1+d_2}$ — выход класса $-d_1+d_2$, %; α_r — содержание раскрытого галита в данном классе, %.

В общем случае при сортировке n классов крупности теоретический выход хвостов $\gamma_{хв}$ (%) составит:

$$\gamma_{хв} = \sum_{i=1}^n \gamma_i \alpha_{ji} / 100,$$

где γ_i — выход i -класса, поступающего на сортировку, %; α_{ji} — содержание раскрытого j -го компонента в i -м классе, %.

Видно, что выход в хвосты процесса сортировки (основной показатель эффективности процесса) зависит от выхода сортируемых классов и раскрытия компонентов, т. е. от подготовительных операций.

Эффективность сортировки и нормальное ведение процесса зависят от состояния поверхности разделяемых материалов. Это относится не только к такому способу, как фотометрическая сортировка, обладающая низкой проникающей способностью. Например, при авторадиметрическом методе сортировки урановых руд загрязнение поверхности кусков происходит более слабым, легко разрушаемым ценным компонентом, что приводит к изменению геометрии распределения ценного компонента, потерям его с хвостовым продуктом и смещению границы разделения.

Для методов, использующих излучения оптического диапазона, загрязнение поверхности приводит к нарушению селективности процесса, что ведет к взаимному загрязнению продуктов разделения.

Для исключения указанных явлений обычно применяют два способа подготовки поверхности: промывку полезного ископаемого с последующей сушкой или без нее; очистку поверхности при совместном или раздельном воздействии вибрации и отсоса пыли.

Производительность процесса сортировки определяется используемым режимом. Так, при порционных режимах производительность сортировки равна производительности транспортных устройств. При

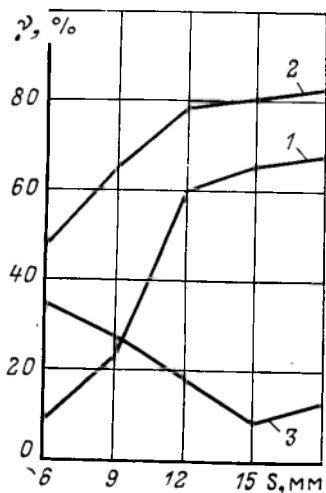


Рис. 8. Зависимость выхода γ классов $-13+6$ (1); $-13+3$ (2) и $-6+3$ (3) мм от размера разгрузочной щели S

дискретно-порционном режиме, т. е. сортировке в транспортных емкостях, производительность операции сортировки ограничивается временем t_c определения сорта порции и не должна превышать некоторого допустимого значения $t_{\text{доп}}$, при котором начинает нарушаться временной режим технологического процесса. Таким образом, если время определения сорта порции в емкости превышает допустимое по условиям технологии транспортирования, то необходима установка нескольких станций определения сорта (радиометрических контрольных станций РКС). Число РКС определяется по формуле $n \geq t_c/t_{\text{доп}}$.

При поточно-порционном режиме сортировки руды, например, реализованной с помощью ленточного конвейера, время определения сорта порции (или разделительного признака) можно определить, используя теорию массового обслуживания. Вероятность обслуживания порции $P_{\text{обс}}$ равна 1. Разделительный признак во времени представляет случайную функцию. При продолжительности единичного измерения, определяемого по выражению $t_{\text{min}} \leq 0,5\omega_{\text{max}}$, где ω_{max} — наибольшая частота измерений разделительного признака, согласно теореме В. А. Котельникова, потери информации разделительного признака о качестве движущегося материала будут отсутствовать.

Отсюда следует, что время обслуживания $t_{\text{обс}} \geq t_{\text{min}}$, т. е. $t_{\text{обс}} = t_{\text{ж}}$ (рациональное, или наибольшее из желаемых значений), есть время движения под датчиком установки наименьших партий руды из числа подлежащих разделению по значению разделительного признака.

Производительность при поточно-порционном режиме $Q_{\text{п.п}}$ (т/ч) определяется из выражения

$$Q_{\text{п.п}} = 3600m_{\text{п}}/t_{\text{обс}},$$

где $m_{\text{п}}$ — масса элементарной порции, т; $t_{\text{обс}}$ — время обслуживания элементарной порции, с.

Для класса крупности $-100+20$ мм масса элементарной порции составляет 5—8 кг. Сортировка более мелких классов требует резкого уменьшения массы элементарной порции.

Производительность при поточно-кусовом режиме определяется производительностью транспортирующего устройства, если удаление производится без остановки транспортирующего устройства. Выведение куска из потока с остановкой транспортирующего устройства снижает производительность, и это снижение определяется числом выводимых кусков.

При кусковом режиме осуществления сепарации куски полезного ископаемого следуют друг за другом на определенном расстоянии. На производительность сепаратора по исходному сырью оказывают влияние следующие факторы: диаметр частиц, плотность перерабатываемого сырья, скорость движения частиц и расстояние между ними. Скорость движения частиц и расстояние между ними лимитируются характеристиками аппаратуры, определяющей разделительный признак, а также быст-

родействием исполнительного механизма, производство частиц. Принимая во внимание, что в большинстве ограничений определяются быстродействием исполнительного механизма, производительность сепаратора Q_k кусковым режиме определяется по формуле

$$Q_k = 3600V\rho n,$$

где V — объем куска, м^3 ; ρ — плотность куска, т/м^3 ; частота срабатывания исполнительного механизма, с^{-1} .

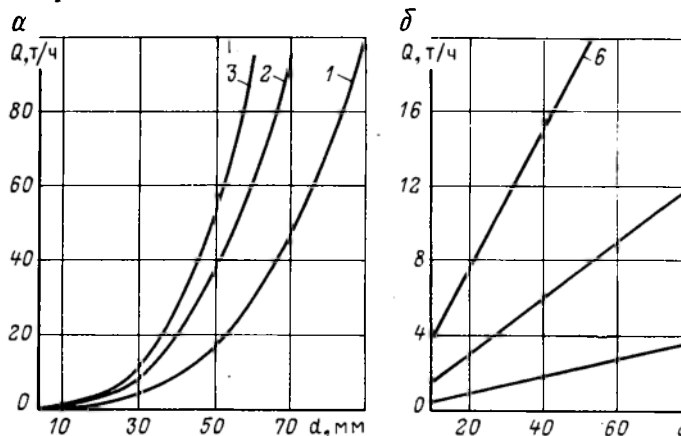


Рис. 9. Зависимость производительности сепаратора от крупности сепарируемого материала (а) и частоты срабатываний n исполнительного механизма (б):

1—3 — при плотности, соответственно равной 1,5; 3; 4,5 т/м^3 и $n=50 \text{ с}^{-1}$; соответственно равной 20; 30; 40 мм и $\rho=3 \text{ т/м}^3$

Принимая форму сепарируемых кусков шарообразной формы

$$V = \pi d_{\text{ср}}^3 / 6,$$

где $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр куска, м.

Полагая, что для различной крупности материала частота срабатываний исполнительного механизма не изменяется, определить производительность сепаратора по формуле

$$Q_k = 3600 \pi d_{\text{ср}}^3 n / 6 = 600 \pi d_{\text{ср}}^3 n.$$

Видно, что производительность сепаратора находится пропорциональной зависимости от плотности материала и быстродействия исполнительного механизма. Основным фактором, определяющим производительность, является частота срабатываний. Зависимость производительности сепаратора от частоты срабатываний, плотности материала и частоты срабатываний исполнительного механизма приведена на рис. 9.

Производительность сепараторов, реализующих

сти стало возможным вследствие увеличения зоны сепарации путем формирования множества мнимых или действительных каналов подачи руды и обслуживания их одним или несколькими (как это имеет место в многоканальных сепараторах) устройствами для определения разделительного признака.

Принимая, что куски движутся рассредоточенно по плоскости питающего устройства и при допущениях, принятых для кускового режима, производительность $Q_{п.к}$ (т/ч) при плоскокусовом режиме можно определить по формуле

$$Q_{п.к} = 3600V'\rho n, \quad (1)$$

где V' — приведенный объем кусков, одновременно входящих в зону сепарации по всем мнимым или действительным каналам, $м^3$.

Приведенный объем кусков, одновременно входящих в зону осмотра,

$$V' = Vk,$$

где V — объем одного куска, $м^3$ ($V = \pi d^3/6$); k — число мнимых или действительных каналов.

Число каналов определяется по формуле

$$k = k_3 B/d_{ср}, \quad (2)$$

где k_3 — коэффициент заполнения зоны сепарации по ширине; B — ширина зоны сепарации, $м$; $d_{ср}$ — средний диаметр сортируемого куска, $м$.

Тогда

$$V' = V k_3 B/d_{ср}.$$

Подставляя значение V' в формулу (1), получим

$$Q_{п.к} = 3600V k_3 B \rho n / d_{ср} = 3600 \pi d^3_{ср} k_3 B \rho n / (6 d_{ср}) = 600 \pi d^2_{ср} k_3 B \rho n.$$

Повышение производительности можно достичь за счет увеличения зоны сепарации и уплотнения мнимых или действительных каналов.

Определим, во сколько раз производительность плоскокусового режима больше, чем кускового:

$$\begin{aligned} Q_{п.к}/Q_k &= 600 \pi d^2_{ср} k_3 B \rho n / (600 \pi d^3_{ср} \rho n) = \\ &= k_3 B/d_{ср} = k \text{ [см. формулу (2)].} \end{aligned}$$

Плоскокусовой режим менее чувствителен к снижению крупности сортируемого материала (пропорционален d^2), чем кусковой (пропорционален d^3).

§ 6. РУЧНАЯ СОРТИРОВКА

В ряде случаев процессам дробления и грохочения предшествуют операции ручной выборки обломков крепи и кусков металла. При обогащении полезных ископаемых, качество которых при

добыче и транспортировке ухудшается, например слюды, операции ручной сортировки включаются в технологическую схему. Подобным образом поступают при сильном разубоживании руд драгоценных металлов. Ручная сортировка имеет место и при выделении драгоценных камней.

Ручная сортировка позволяет перерабатывать значительные объемы крупнокускового материала. Так, по данным V Международного конгресса по обогащению углей, в Великобритании отбиралось вручную угля 9,9, породы 1,6 млн. т в год.

При ручной сортировке используют различия в цвете, блеске, форме, структуре разделяемых минералов, т. е. внешние проявления результата взаимодействия видимого излучения с веществом.

Условия применения ручной сортировки:

хорошо различимые человеком внешние признаки полезного ископаемого или породы;

простота технической реализации, получение высококачественных (мономинеральных) продуктов в широком диапазоне крупности.

Известны три разновидности процесса сортировки, которые ведутся с участием человека (см. рис. 1).

При ручной сортировке операции определения сорта частиц и выведения их из потока материала осуществляется человеком. Трудоемкость и время выполнения этих операций различны. Более трудоемкой и соответственно требующей большого времени на ее проведение является операция выведения частиц из потока материала. Именно эта операция накладывает ограничение на верхний предел крупности сортируемого материала (300 мм) и производительность процесса ручной сортировки в целом.

При визуальном определении сорта частиц и механизированном выведении их из потока материала возможно увеличение производительности и существенное повышение крупности сортируемого материала. Например, на одном из предприятий для реализации такого процесса в качестве устройства для выведения кусков из сортируемого материала применен экскаватор. Крупность сортируемого материала достигает 2 м.

Способ сортировки, при котором определение сорта объекта производится с помощью приборов, а выведение его осуществляется вручную, применяется при небольшой частоте попадания таких объектов и при невозможности их визуального определения.

Примером реализации этого способа может служить выборка металла из потоков материала. Определение наличия и места положения куска металла производят металлоискателем, а извлечение его из потока материала осуществляется вручную с остановкой транспортирующего устройства.

Для ручной сортировки характерно использование различий во внешних свойствах минералов и материалов, таких, как

цвет, блеск, форма, структура и др. Различия во внешних свойствах проявляются не только при освещении, но и в некоторых случаях при облучении рентгеновским или ультрафиолетовым излучением (как это имеет место при сортировке гравитационных алмазных концентратов).

Ручная сортировка рекомендуется только в крайних случаях, когда другие механические процессы не могут быть применены.

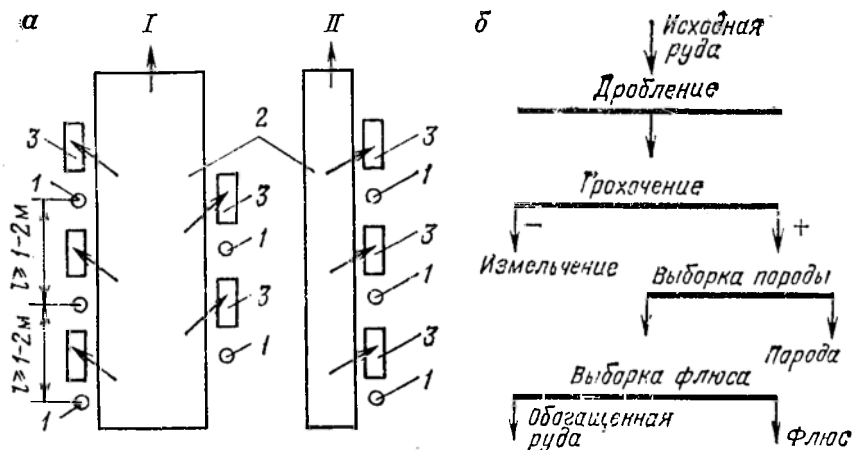


Рис. 10. Ручная сортировка полезных ископаемых:

а — схема размещения рабочих мест рудосортировщиков с двухсторонним (I) и одно-сторонним (II) расположением у сортировочного конвейера; 1 — рабочее место сортировщика; 2 — сортировочный конвейер; 3 — точка для отбираемого материала; *б* — технологическая схема обогащения руды с включением ручной сортировки

По месту включения ручной сортировки в технологический процесс выделяют сортировку в шахтных и фабричных условиях.

Ручная сортировка в шахтных условиях. Сортировку полезных ископаемых непосредственно у мест отбойки полезного ископаемого применяют в случаях, когда содержание пустой породы достигает 50—60% и более. Сортировку в подземных условиях ведут на настилах, почве, полках, в специальных выработках и с поверхности отбитой руды. На полки, настилы производят отпалку руды, что позволяет уменьшить потери мелочи. При подземной сортировке достигается производительность до 10—14 т отсортированной породы за смену на одного сортировщика. Причем коэффициент сортировки находится в пределах 40—60%. Отсортированная порода используется для закладочных работ. Себестоимость процесса сортировки достигает 30% стоимости очистных работ. Сортировке в подземных условиях подвергают неклассифицированную руду.

Ручная сортировка руды на обогатительных фабриках. Сортировка полезных ископаемых на обогатительных фабриках частично механизирована. Так, подача руды для сортировки осуществляется с помощью транспортных средств (ленточные конвейеры и рудоразборные вращающиеся столы). Применяют как одностороннее, так и двустороннее расположение выборщиков (рис. 10,а).

При движении материала мимо сортировщика последний извлекает породный или ценный компонент и сбрасывает его в течку 3.

Особенность сортировочных конвейеров заключается в том, что руда на нем должна распределяться в один слой. Ширина ленты при этом определяется по формуле

$$B = 0,28 \cdot 10^{-3} Q / (d_{\max} v \rho k),$$

где Q — масса руды (т), поступающей на сортировку за 1 ч; $d_{\max}$ — максимальная крупность кусков руды, м; v — скорость движения ленты, м/с; ρ — плотность слоя руды на ленте, т/м³; k — коэффициент заполнения ленты ($k=0,3-0,4$).

Ширину ленты принимают при одностороннем размещении выборщиков до 0,7 м, при двустороннем — не более 1,4 м. При двустороннем расположении выборщики располагаются в шахматном порядке. Оптимальное число выборщиков определяется экономическими расчетами.

Производительность процесса ручной сортировки зависит от следующих факторов: крупности руды, содержания породы в руде, контрастности свойств ценного компонента и породы, температуры, освещенности, квалификации сортировщика. Например, для материала крупностью 40—20 мм производительность одного сортировщика составляет до 1,5 т за смену, при крупности 300—200 мм — до 3 т в смену по отсортированной породе.

Длина ленты конвейера L (м) определяется по следующим формулам:

при одностороннем расположении сортировщиков

$$L = L_0 + (N + 1) l;$$

при расположении сортировщиков по обе стороны конвейера

$$L = L_0 + 0,5 (N + 1) l,$$

где L_0 — свободная длина ленты (по Правилам техники безопасности равна 3—4 м); N — число сортировщиков; l — расстояние между сортировщиками, м.

Принято следующее расположение конвейеров: два верхних, на которых производится сортировка, и нижний сборный для отсортированного компонента. Рудосортировочные столы используют при необходимости организации рудосортировки в одном здании.

Технологическая схема обогащения руды с включением ручной сортировки показана на рис. 10,б.

Важное значение имеет освещение рабочей зоны, при этом нужно обеспечить не только достаточную освещенность, но также выбрать характер освещения: ровный рассеянный или направленный свет, спектральную характеристику источника излучения (используют газоразрядные ртутные, люминесцентные, кварцевые лампы ультрафиолетового излучения).

§ 7. ПОРЦИОННАЯ СОРТИРОВКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Сортировка полезных ископаемых в поточно- и дискретно-порционном режимах позволяет решить две технологические задачи: выделение отвальных хвостов; разделение добытого полезного ископаемого на отдельные сорта.

Возможность решения первой из этих задач определяется неоднородностью распределения ценного компонента в полезном ископаемом, разубоживанием добытого полезного ископаемого пустой породой. Кроме разделения на отдельные сорта по содержанию ценного компонента иногда появляются возможности выделять различные технологические типы или разновидности полезных ископаемых, которые обогащают по различным схемам.

Порционная сортировка при выделении отвальных хвостов обеспечивает невысокую степень концентрации ценного компонента, хотя и позволяет вывести из процесса обогащения значительные объемы пустой породы.

Технологическая эффективность порционной сортировки определяется прежде всего степенью неоднородности содержания данного компонента и в значительной мере объемом порции, который при дискретно-порционном режиме определяется размером транспортной емкости, а при поточно-порционном — отсекаемой порцией. При больших порциях в дискретно-порционном режиме и значительной толщине потока при поточно-порционном режиме требуется использование признаков сорта, определяемого по всему объему порции. При уменьшении объема порции в некоторых случаях можно вести сортировку на основе признаков, определяемых по свойствам поверхностного слоя. В настоящее время для определения сорта при порционной сортировке применяют радиометрические, магнитометрические, электрометрические способы.

Дискретно-порционный режим обеспечивает более благоприятные условия измерения: неподвижность порции при определении признака, исключение влияния помех от соседних порций. При поточно-порционном режиме масса отбираемой порции зависит от распределения ценного компонента в потоке материала.

Значительный опыт порционной сортировки накоплен при широком промышленном использовании ее для естественно-радиоактивных руд, порционная сортировка нерадиоактивных полезных ископаемых только получает развитие и применение. При

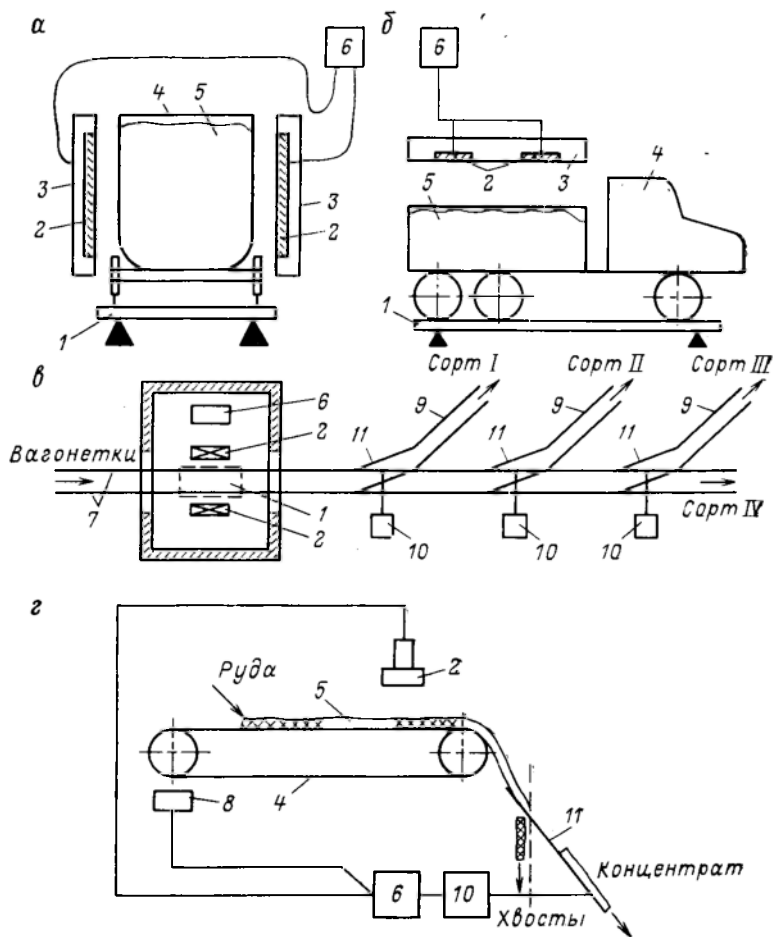


Рис. 11. Порционная сортировка полезных ископаемых на РКС:

а — в вагонетках; б — в автосамосвалах; в — схема сортировочного пункта; г — схема поточно-порционной сортировки оловосодержащих руд Хрустальненского ГОКа; 1 — весы; 2 — датчик излучения; 3 — экран; 4 — вагонетка (автосамосвал, конвейер); 5 — руда; 6 — измерительная аппаратура; 7 — рельсовый путь; 8 — датчик скорости движения ленты; 9 — отводные пути; 10 — блок управления стрелкой (шибером); 11 — стрелка (шибер)

сортировке нерадиоактивных полезных ископаемых используют проникающие излучения: нейтронное, рентгеновское, гамма-излучение, а также излучения радиодиапазона. Аппаратурное обеспечение поточно-порционного режима оформляется аналогично покусковой сортировке.

Дискретно-порционный режим сортировки подразделяется на две разновидности: автоматический и немеханизированный.

При автоматической сортировке все операции по подаче емкости с полезным ископаемым на измерение, непосредственное измерение содержания ценного компонента, направление емко-

сти с рудой на отдельную разгрузку и учет осуществляются автоматическим устройством. При механизированной сортировке операция измерения содержания ценного компонента производится оператором. Обычно процесс сортировки при дискретно-порционном режиме совмещается с операцией определения массы пробы на стационарных весах.

При измерении радиоактивности отдельных порций руд используют радиометрические контрольные станции РКС (рис. 11). Датчики излучения останавливают непосредственно у вагонеток (см. рис. 11,а) или же над автосамосвалами (см. рис. 11,б). Для измерения по интенсивности излучения содержания радиоактивного элемента используют градуировочные графики, которые получают путем измерения интенсивности излучения руды известного состава в вагонетках (автосамосвалах).

Для определения содержания радиоактивного элемента в вагонетке с рудой неизвестного качества измеряют с помощью РКС скорость счета импульсов и по градуировочному графику определяют содержание радиоактивного элемента. К достоинствам РКС относят быстрое определение содержания, низкую стоимость устройства и возможность оперативного учета качества добываемой руды.

Точность отдельных определений в вагонетках составляет 25%, а для автосамосвалов — 40%. Причинами, снижающими точность определения содержания радиоактивного элемента, являются поглощения излучения самой рудой, сегрегация материала по крупности. Крупный материал из-за различий в прочности компонентов имеет более низкое содержание радиоактивных элементов. Введение различного рода поправочных коэффициентов позволяет увеличить точность определения с помощью РКС и применить ее для сортировки полезных ископаемых на несколько технологических разновидностей. Эта сортировка может проводиться непосредственно в забое, у ствола шахты и на поверхностном комплексе шахты.

На рис. 11,в показана схема сортировочного пункта при сортировке руды в вагонетках. Рельсовый путь 7 укладывают с уклоном так, чтобы вагонетки двигались от ствола шахты. С помощью стопоров вагонетка останавливается у датчиков излучения 2 для измерения естественной радиоактивности и определения сорта, затем вагонетка опускается со стопора, включается стрелка, направляющая вагонетку на разгрузку в емкость, отведенную для данного сорта. По описанному принципу работает сортировочный пункт, оснащенный радиометром «Стрела».

При немеханизированной сортировке, например, оловянных, железных, бериллиевых, флюоритовых, фосфорных, свинцово-цинковых руд повышение достоверности получаемых данных достигается выбором равномерной сетки со значительным числом измерений. Так, для вагонеток (масса 1—3 т) число измерений составляет 12—15, для автомашин (масса 10—15 т) — 30, для думпкаров (40—60 т) — 100.

При сортировке оловянных руд измерение осуществляется с применением комплекса аппаратуры, в состав которого входят блоки облучения и детектирования, соединенные с рентгенометрическим шахтным анализатором РРША, и серийный пересчетный прибор.

При сортировке железных руд в качестве разделительного признака используют различия в магнитных свойствах руды, которые определяют с помощью магнитометрической аппаратуры РИМВ-1 с двухкатушечным зондом, обеспечивающим определение содержания железа до глубины 0,3 м.

При сортировке флюоритовых руд используется нейтронно-активационный метод, при котором активируется изотоп фтор-19 при облучении быстрыми нейтронами полоний-бериллиевого источника. Мерой содержания флюорита при этом является интенсивность испускания гамма-излучения (7, 11 МэВ и 6,13 МэВ).

Определение содержания флюорита производят по следующей схеме: вагонетку с рудой устанавливают в зоне измерения, источник нейтронов поднимают на уровень вагонетки и прижимают к ней. В течение 60 с производят активацию руды, после чего источник опускают в колодец, заполненный водой для защиты от нейтронного излучения, а на его место, в зону измерения, устанавливают датчик гамма-излучения (кассета с 19 счетчиками СИ-22г), соединенный с регистрирующей аппаратурой. Регистрация наведенного излучения ведется в течение 60 с, а затем датчик убирают, и процесс измерения содержания флюорита в данной вагонетке заканчивается.

Примером реализации поточно-порционного режима является рентгенометрическая сортировка (РМ) оловосодержащей руды на Хрустальненском ГОКе (см. рис. 11,г). Влияние изменения расстояния датчика до руды устранено за счет применения способа спектральных отношений и геометрии измерений, близкой к геометрии обратного рассеяния. Порог чувствительности по олову составляет 0,02%. Сортировке подвергается только отмытая от шламов руда крупностью — 100+20 мм при порции 5—6 кг. Руда меньшей крупности не обогащается, требуется переход к покусковой сортировке.

§ 8. ПОКУСКОВАЯ СОРТИРОВКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Покусковую автоматическую сортировку полезных ископаемых проводят в двух режимах: покусковом и плоскокусковом.

Разнообразие сортировочных машин (сепараторов) определяется тем, что наиболее развитая ветвь процесса сортировки — радиометрическая использует различия в эффектах взаимодействия излучения с веществом во всем спектре электромагнитных колебаний. Разрабатываются сортировочные машины, использующие различие в комбинациях свойств полезного ископаемого.

Однако общность операций, как основных, так и вспомога-

тельных, определяет общность структурных схем, однотипность узлов сепараторов. В качестве общих операций можно выделить: формирование потока кускового материала; подготовку поверхности кусков; определение сорта куска и принятие решения; выделение кусков разного сорта в отдельные продукты; транспортирование материала в сепараторе.

Конструктивное оформление операций формирования потока кускового материала. Формирование кускового потока материала включает следующие операции:

расположение кусков друг за другом в направлении их движения;

формирование заданных расстояний между кусками;

обеспечение стабильной скорости движения кусков;

обеспечение непрерывности процесса сортировки;

регулирование производительности;

стабилизацию траектории движения куска.

Требование непрерывности процесса сортировки, согласования с предыдущими операциями привело к включению в состав сепаратора бункера небольшой вместимости, в котором создается запас материала на 3—20 мин работы сепаратора. Разгрузочное отверстие бункера снабжается заслонкой для регулирования разгрузочной щели. Масса дозируемого материала при этом определяется размером щели и скоростью движения материала. Ширина щели B должна обеспечивать непрерывный выпуск кусков $[B > (2 \div 3) d_{\max}]$. Длина щели h для режима кусковой сортировки принимается $L \geq (2 \div 3) d_{\max}$, а по соображениям конструктивного характера может приниматься до $10d_{\max}$.

Выгрузка материала может производиться под действием сил гравитации, вибрации, центробежных, трения, под действием вакуума. Изменение скорости отвода или размера разгрузочной щели меняет производительность питающего устройства (питателя).

Устройства формирования покускового потока выполняют роль транспортирующих механизмов, передающих сортируемые куски с операции на операцию. Подготовка поверхности частиц должна предшествовать операции определения сорта и также выполняться на устройствах формирования покускового потока. Устройства формирования потока занимают до 80% всей площади сепаратора.

Требования, предъявляемые к устройствам формирования покусковой подачи материала:

куски должны двигаться друг за другом на расстоянии не менее заданного;

время движения кусков между зонами определения сорта и выделения кусков должно быть постоянным;

траектория движения кусков сортируемого материала должна обеспечивать идентичные условия определения сорта и выделения кусков из потока материала.

Требование движения кусков на расстоянии друг от друга не менее заданного вытекает из условий, что соседние куски не должны восприниматься как один; соседние куски не должны искажать результатов определения сорта друг друга; из потока материала должны выводиться только куски заданного сорта.

Постоянство времени прохождения кусками расстояния между зоной определения сорта и зоной выделения кусков следует из необходимости задерживать управляющие сигналы на одно и то же время.

Идентичность условий определения сорта и выведения кусков из потока материала служит повышению качества сортировки и обеспечивается движением кусков по заданной траектории без значительных отклонений.

Среди устройств формирования покусковой подачи можно выделить три существенно различных: детерминированное формирование покусковой подачи; статистическое формирование плоскокусковой подачи; статистическое формирование покусковой подачи.

В устройствах детерминированного формирования покусковой подачи материала узлы захвата кусков закрепляются на транспортирующем устройстве на равном расстоянии друг от друга. Постоянство расстояния между узлами захвата кусков, расположение их по одной линии в одной плоскости обеспечивает фиксированное строго определенное положение кусков.

Устройство детерминированного формирования используют при сортировке материалов правильной формы, например шарообразной, при небольшой производительности, а также материалов небольшой крупности.

В устройствах статистического формирования покусковой подачи заданное расстояние между соседними кусками обеспечивается при перегрузке материала с одного транспортного устройства на другое, движущееся с разными скоростями. Движения кусков друг за другом достигают профилированием элементов транспортирующих устройств.

Статистическое формирование плоскокусковой подачи кусков, рассредоточенных на плоскости с заданными расстояниями между частицами по ходу и поперек движения, достигают средствами статистического формирования покусковой подачи. Устройства статистического формирования применяют при сортировке материалов с кусками неправильной формы.

Детерминированное формирование покусковой подачи материала представлено на рис. 12.

По схеме (рис. 12,а) материал поступает в бункер 1 через вибропитатель 2 и куски (частички) попадают в углубления (лунки) 5 на барабане 3, которые размещены в многоканальном сепараторе рядами. Частицы, не попавшие в лунки, скатываются по барабану и остаются на вибропитателе. Частицы, попав-

шие в лунки, движутся вместе с барабаном и поступают в зону определения сорта. Траектория движения частиц в зоне определения сорта, их местоположение, скорость задаются параметрами барабана и его привода. Время движения частиц в зоне определения сорта до зоны выделения частиц определяется расстоянием между этими зернами и для узкого диапазона крупности изменяется в небольших пределах.

По схеме (рис. 12,б) материал из бункера 1 через его выпускное отверстие попадает в лунки на барабане 3 и по лотку поступает в трубку 7, где частица разгоняется потоком воздуха,

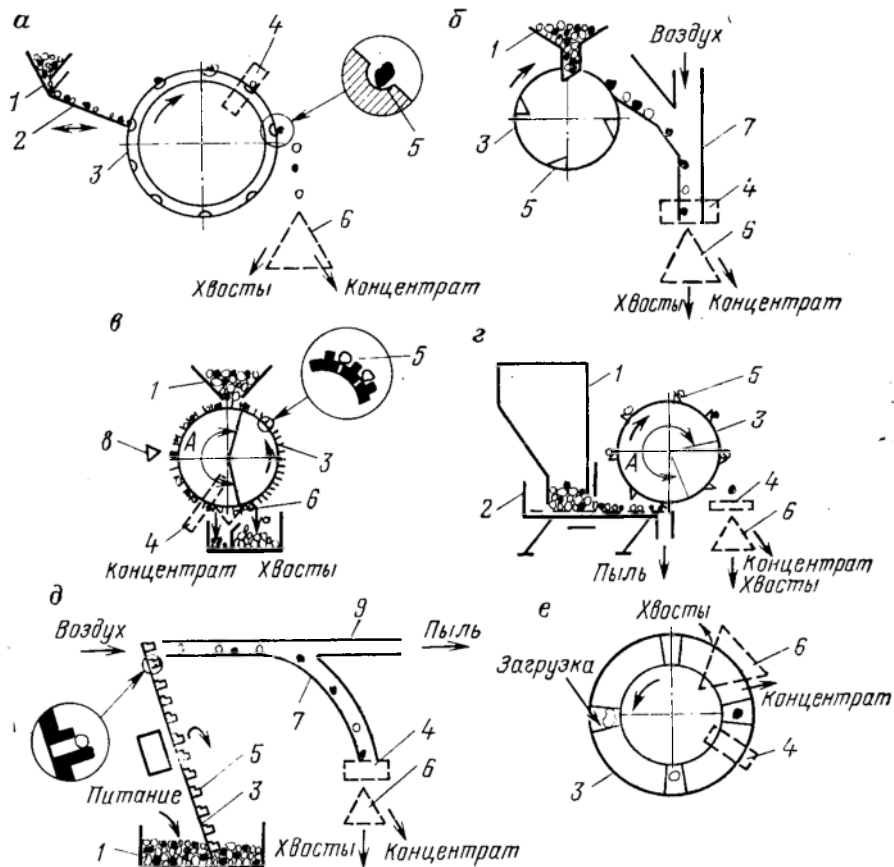


Рис. 12. Детерминированное формирование покусковой подачи материала:

а — вращающимся барабаном с лунками; б — вращающимся барабаном с лунками и стабилизацией скорости движения частиц потоком воздуха; в — вращающимся барабаном с удержанием частиц под действием разрежения с верхней загрузкой; г — вращающимся барабаном с удержанием частиц под действием разрежения с нижней подачей; д — элеваторным колесом и стабилизацией скорости движения частиц потоком воздуха; е — карусельным колесом; 1 — бункер; 2 — вибропитатель; 3 — барабан (элеваторное, карусельное колесо); 4 — зона определения сорта куска; 5 — лунка (ячейка, трубка, ковшик); 6 — зона выделения кусков; 7 — трубка-стабилизатор скорости; 8 — воздушное сопло; 9 — отвод пыли

за счет чего и достигается стабилизация скорости ее подачи. Расстояние между частицами определяется расстоянием между лунками и скоростью воздушного потока. Траектория частицы определяется направлением и конфигурацией трубки 7. Постоянная скорость движения воздуха определяет и постоянство скорости частиц на участках между зонами определения сорта 4 и выделения частиц из потока 6 и, следовательно, постоянство времени прохождения частиц между зонами.

По схеме (рис. 12,а) материал из бункера заполняет ячейки 5, расположенные соосно с перфорациями барабана 3, зона А которого находится под разрежением. При движении барабана частицы, не закрепившиеся в ячейках, сдуваются соплом 8 и возвращаются в бункер.

Удержание частиц в ячейках 5 до разгрузки в концентратный и хвостовой приемник осуществляется за счет разрежения. Возврат циркулирующего продукта в бункер усложняет конструкцию. Зоны определения сорта и выведения частиц размещены в барабане 3, что жестко определяет параметры движения частиц.

Формирование покусковой подачи частиц с заданным расстоянием между ними достигают и в устройстве (рис. 12,з). На поверхности барабана 3 размещены трубки 5, соединенные с внутренней полостью барабана в зоне А, в которой поддерживается разрежение.

Закрепление частиц на торце трубки 5 под действием разрежения достигается при контакте частицы с трубкой на вибропитателе 2. На параметры движения частиц после схода с барабана влияет сила тяжести. Зоны определения сорта и выведения частиц из потока материала приближены друг к другу для уменьшения разброса параметров движения частиц.

Недостатки, связанные с применением вакуумного захвата частиц, устранены в устройстве (рис. 12,д), где покусковое дозирование частиц осуществляют ковшами 5 элеваторного колеса, а транспортирование их осуществляют за счет энергии потока воздуха. Пыль при этом сдувают с частиц, а сами частицы с траекторией, заданной профилем трубки 7, попадают в зоны определения сорта и выделения частиц. Жестко заданные параметры движения частиц получают и при использовании карусельного колеса (рис. 12,е). В ковше 5 карусельного колеса 3 в месте загрузки попадают частицы, и дальнейшее их движение определяется скоростью движения карусельного колеса.

Устройства статистического формирования покусковой подачи одноканальных и многоканальных сепараторов представлены на рис. 13. В устройстве статистического формирования покусковой подачи профилированным вибропитателем (рис. 13,а) материал из бункера поступает на лоток вибропитателя, поперечное сечение которого показано на рис. 13,б. Глубина профилированных канавок может быть постоянной или же увеличиваться по ходу движения материала. Лоток вибропитателя вы-

полняется сплошным или перфорированным. При сплошном лотке выделение пыли из материала не производится. Лоток с перфорированным днищем позволяет выделять пыль путем отсоса или же осуществлять промывку сортируемого материала. Вибропитатель в этом устройстве служит для выпуска материала, за счет чего регулируется производительность сепаратора. На лотке можно выделить две зоны: зону формирования монослоя и зону формирования движения частиц друг за другом. Частицы в месте разгрузки из бункера идут толщиной в несколько слоев, и эта толщина определяется размером разгрузочной щели. Под действием вибраций частицы ускоряются и перераспределяются в монослой, дальнейшее их движение сопровождается скатыванием в углубление и расположением по его оси. Формирование расположения частиц друг за другом завершается до конца лотка. Вторая зона успешнее выполняет функции при переменном сечении углублений.

При увеличении скорости движения частиц по вибропитателю возрастает частота их подачи и одновременно уменьшается время между моментами схода соседних частиц с вибропитателя. При сходе с вибропитателя частицы движутся ускоренно под действием силы тяжести, что приводит к увеличению расстояния между соседними частицами. В месте достижения заданного расстояния между соседними частицами располагают зону определения сорта 4 и зону выведения частиц 5. При необходимости повышения производительности сепаратора вибропитатель выполняют с несколькими рядом расположенными канавками (рис. 13,б).

Расстояние между соседними частицами при свободном их падении зависит от параметров частиц (диаметра, плотности, формы). Увеличение расстояния между частицами достигается благодаря применению двух транспортирующих устройств, имеющих различные скорости перемещения. Так, на рис. 13, в, г показаны устройства статистического формирования, содержащие вибропитатель с профилированным лотком, и конвейер, выполненный в виде несущих струн (см. рис. 13,в) и ленты (см. рис. 13,г). Струнный конвейер позволяет удалять пыль до зоны определения сорта и удобен при абсорбционных способах определения разделительного признака. Введение конвейера с повышенной скоростью движения ленты дает возможность увеличить заданное расстояние между частицами.

Однако при скоростях движения частиц по вибропитателю 0,5—1,2 м/с и скорости движения ленты 2 м/с наблюдается качение частиц по ленте, что приводит к нарушению заданных разрывов между частицами. Качение частиц исключают при переходе с одного транспортирующего элемента на другой, с иной скоростью движения. По схеме (рис. 13,д) такой переход осуществляют включением центробежного дискового раскладчика, куски на который подают в точку, имеющую скорость вибропитателя, а периферийная часть, куда смещаются куски,

имеет скорость следующего элемента, т. е. конвейерной ленты. Таким образом повышают стабильность расстояний между кусками. Дополнительной стабилизации траектории частиц в зоне определения сорта 4 не предусмотрено. Недостатком устройства является интенсивное истирание частиц о неподвижную обечайку, установленную над диском и определяющую место схода. При трении куска об обечайку наблюдается закручивание куска, на ленте конвейера он может перемещаться, что нежелательно.

В схеме (рис. 13, *е, з*) этот недостаток устранен введением согласующего элемента — вращающегося конуса со спиралеобразной направляющей лентой 9 и вертикально расположенной ленты, охватывающей конус. По этой схеме материал с вибропитателя поступает на конус и благодаря спиральной направляющей ленте не сыпается по конусу, а движется по траектории, определяемой лентой. Скорость при этом плавно возрастает, а трение о направляющую спираль 9 минимально, так как вращающийся конус относит частицы от нее. При касании ленты конвейера частица зажимается между конусом и лентой и в таком фиксированном положении движется вместе с ними до точки *С*, где под действием центробежных сил частица движется вместе с лентой и попадает в зоны определения сорта и выделения. Четырехканальный вариант такого устройства представлен на рис. 13, *ж*.

Движение частиц вместе с лентой в зону определения сорта и выделения частиц обеспечивает постоянство траектории движения частиц в этих зонах со скоростью движения ленты.

Устройства статистического формирования при плоскокуском режиме сортировки дают наибольшую производительность за счет подачи и последующей сортировки материала, рассредоточенного на плоскости. По схеме (рис. 14, *а*) материал из бункера поступает на два вибропитателя 3, где производится очистка поверхности частиц промывочным устройством, и затем подается на ускоряющий элемент — наклонную плиту 4 с низким коэффициентом трения, откуда поступает на плоскую ленту конвейера. Для исключения перекатывания частиц по конвейеру применяют ленточный успокоитель 5. Такая схема обеспечивает заданные расстояния между частицами по ходу движения, но не исключает рядом расположенных частиц в параллельных мнимых каналах, так как упорядоченное размещение их поперек движения материала отсутствует.

Этот недостаток ликвидирован в центробежном и конусном раскладчиках (рис. 14, *б, в*). В центробежном раскладчике материал из бункера поступает на профилированный вращающийся диск 9 и под действием центробежных сил движется по заданной траектории в зоны определения сорта и выведения частиц. Заданные расстояния между частицами обеспечиваются регулированием частоты вращения диска 9 и размером разгрузочной щели при помощи шибера 2.

По схеме (см. рис. 14, а) материал из бункера поступает на конусный раскладчик, поверхность которого имеет низкий коэффициент трения. Частицы под действием силы тяжести разгоняются до заданной скорости и после схода с конуса свободно падают, обеспечивая требуемые расстояния между частицами. Увеличение длины окружности основания конической поверхности по ходу материала приводит к растяжке частиц поперек направления движения материала.

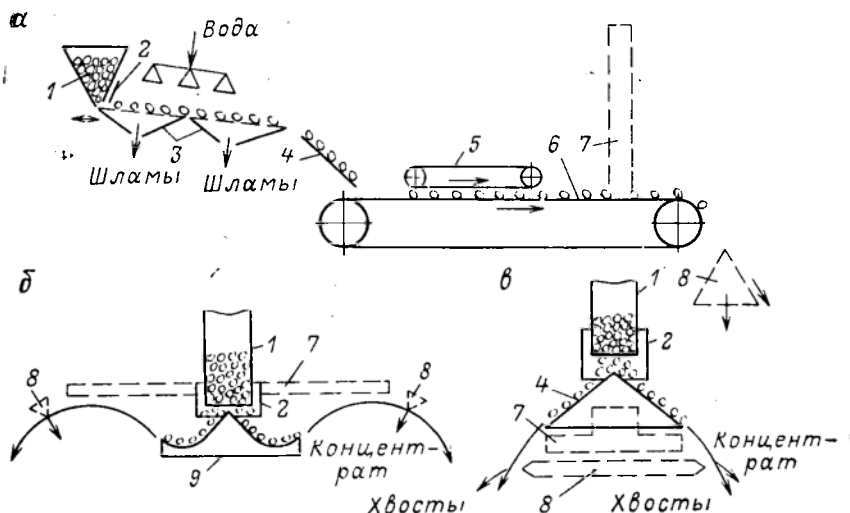


Рис. 14. Статистическое формирование плоскокусовой подачи материала: а — схема вибрационно-конвейерного раскладчика; б — схема центробежного раскладчика; в — схема конусного гравитационного раскладчика; 1 — бункер; 2 — шибер; 3 — вибродозатор; 4 — наклонный ускоряющий элемент; 5 — конвейер-успокоитель; 6 — плоская лента; 7 — зона определения сорта; 8 — зона выделения частиц; 9 — профилированный диск

Подготовка поверхности кусков. Подготовительные операции включают очистку поверхности от загрязнений и в случае необходимости усиление различий, используемых при сортировке, или же создание таковых.

Операции подготовки могут выполняться как вне сепаратора, так и в самом сепараторе. Необходимость включения этих операций в сепаратор диктуется изменением свойств сырья при транспортировании (образованием пыли и загрязнением кусков), а также необходимостью целенаправленного изменения свойств поверхности кусков перед сортировкой.

Операции обеспыливания или промывки, реализуемые в сепараторе, включают сразу после операции дозирования материала, т. е. они приходится на зоны формирования покусковой подачи. Промывка при некоторых способах благоприятно влияет на последующую операцию определения сорта, так как в результате смачивания усиливается контраст разделяемых компо-

нентов. Для еще большего усиления контраста применяют обработку специальными реагентами, которые при взаимодействии с определенными минералами образуют окрашенную пленку. Иногда приходится подсушивать материал, чтобы повысить стабильность траектории движения частиц в зоне определения сорта.

Конструктивное оформление группы операций определения сорта куска. Определение сорта куска включает следующие операции:

- воздействие на кусок (например, путем облучения);
- регистрацию эффекта взаимодействия;

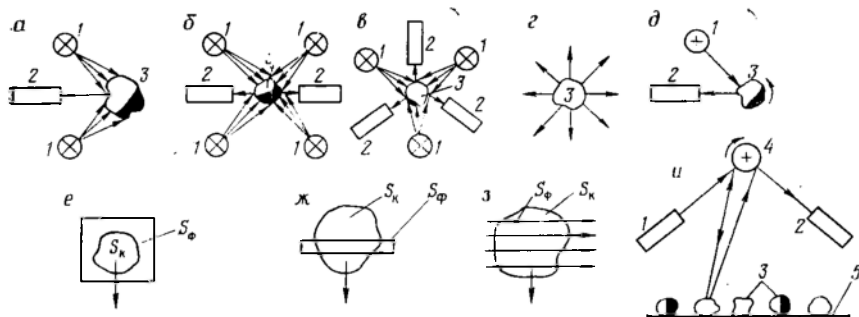


Рис. 15. Определение сорта куска по измерению коэффициента отражения: а — с односторонним; б — двухсторонним; в — трехсторонним; г, д — многосторонним обзором куска; е — при $S_{\phi} > S_K$; ж — при $S_{\phi} < S_K$; з — при $S_{\phi} \ll S_K$; и — со сканированием на плоской ленте; 1 — источник излучения; 2 — приемник излучения; 3 — кусок; 4 — вращающееся профилированное зеркало; 5 — лента

- определение размеров куска;
- расчет разделительного признака и отнесение к определенному сорту;
- расчет или определение момента прохождения куска через зону выделения;
- формирование команды на удаление.

Первые три из названных операций реализуются с помощью измерительной камеры. Схема измерительной камеры определяется применяемым видом излучений, используемым свойством.

При определении сорта куска по коэффициенту отражения в видимой части спектра используют односторонний (а), двухсторонний (б), трехсторонний (в) и многосторонний (г, д) обзор кусков при их прохождении через измерительную камеру (рис. 15).

В практике сепарации остановились на круговом освещении рассеянным от камеры светом и измерении свойства по трем направлениям. Новое решение камеры для оценки свойств куска при одностороннем расположении источника и приемника приведено на схеме 15, д, согласно которой кусок вращается вокруг оси движения и, таким образом, «осматривается» со всех

сторон. Вращение куска осуществляется путем подачи струй воды по касательной к куску. При этом происходят промывка, закручивание куска и сбор воды и шламов.

При любом из способов обзора кусков точность определения разделительного признака определяется отношением поверхности, от которой воспринимается излучение, к поверхности куска. По отношению S_{ϕ}/S_k выделяют три способа измерения коэффициента отражения: интегральный ($S_{\phi} > S_k$), узкой полосой ($S_{\phi} < S_k$) и сканирующий ($S_{\phi} \ll S_k$) (см. рис. 15, *e—u*).

Переход к сканированию куска небольшим пятном дает возможность определить размер куска, например, по длине линий,

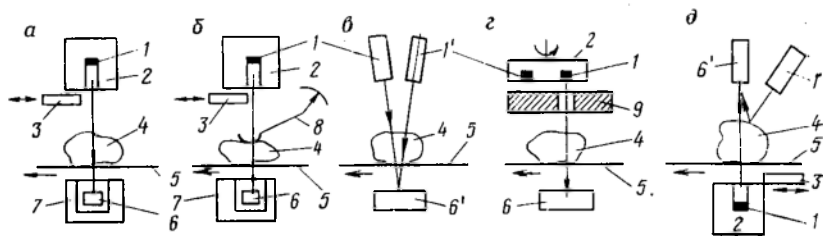


Рис. 16. Определение сорта куска по измерению коэффициента поглощения: *a* — без учета изменения массы куска; *б* — с механической коррекцией массы куска; *в* — двухлучевой метод с неподвижными источниками; *г* — двухлучевой метод с подвижными источниками; *д* — с коррекцией по отраженному излучению; 1, 1' — источники излучения; 2 — контейнер источника; 3 — крышка контейнера; 4 — кусок; 5 — лента конвейера; 6, 6' — приемники излучения; 7 — экран; 8 — устройство измерения массы куска; 9 — экран с щелью

секущих кусок. Камера, реализующая принцип сканирования материала с одной стороны (см. рис. 15, *u*), содержит в качестве источника газовый лазер 1, многогранную зеркальную призму 4 и приемник 2. Выполнение зеркала с множеством граней позволило при смещении зеркала на угол, достаточный для прохождения одной грани, просканировать куски 3, находящиеся на ленте 5, поперек движения материала.

Способы определения сорта кусков по измерению коэффициента поглощения представлены на рис. 16. Поглощение излучения куском определяется массовым коэффициентом поглощения (свойство вещества куска) и толщиной куска.

Исключения влияния размера куска на точность измерения коэффициента поглощения добиваются путем механического измерения размера куска с помощью устройства 8 и последующей коррекцией разделительного признака (рис. 16, *б*).

Наибольшее распространение в абсорбционном методе сортировки получили бесконтактные способы коррекции результатов измерения свойств куска в зависимости от его размеров. На рис. 16, *в, г* представлены схемы, реализующие двухлучевой метод. При этом методе через кусок проходят два потока излучения разного энергетического диапазона. Регистрация ослабленного излучения осуществляется одним приемником излучения

при попеременном облучении куска различными источниками излучения I и I' (см. рис. 16,з) или вдвоенными приемниками излучения b' (см. рис. 16,в).

Иногда применяют схему определения размеров куска по отраженному излучению (рис. 16,д). Расчет разделительного признака производят с учетом измерения размера кусков.

Определение сорта куска по измерению коэффициента рассеяния и интенсивности генерированного излучения нового энергетического диапазона ведут с применением схем, представленных на рис. 17.

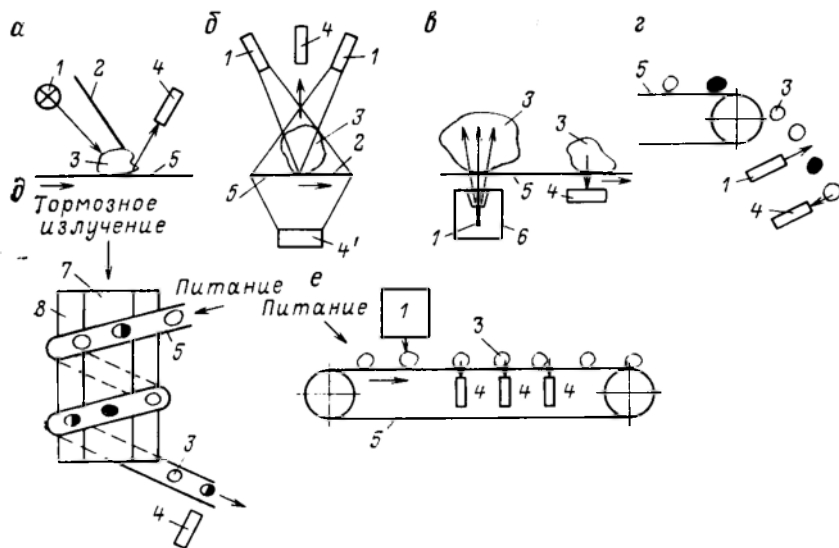
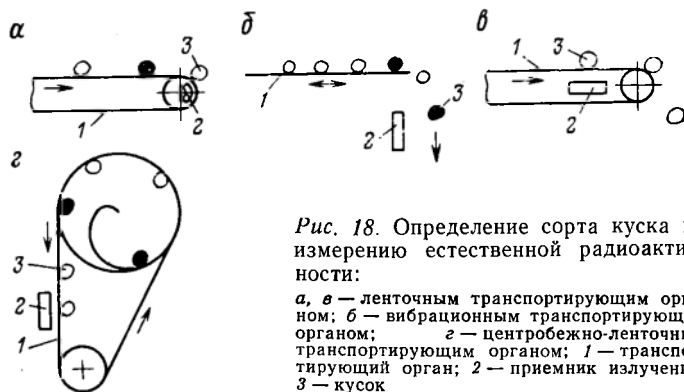


Рис. 17. Определение сорта куска по измерению коэффициента рассеяния и интенсивности генерированного излучения нового энергетического диапазона: а — для отделения прозрачных от непрозрачных минералов; б — для выделения люминесцирующих минералов с коррекцией по размеру куска; в-д — для выделения минералов с наведенной радиоактивностью; е — измерительная камера эстафетного типа; 1 — источник излучения; 2 — экран; 3 — кусок; 4, 4' — приемник излучения; 5 — транспортирующий элемент; 6 — контейнер источника; 7 — бериллиевая мишень; 8 — замедлитель нейтронов

Схема (рис. 17,а) позволяет разделить минералы по рассеянию в видимой части спектра, например кварц прозрачный от молочно-белого. Рассеянное или генерируемое веществом куска излучение зависит от двух факторов: концентрации контролируемого вещества и размеров куска. Исключение влияния размера куска при флуоресцентном способе определения флуоресцирующих минералов дает схема (рис. 17,б), в которой интенсивность флуоресценции минерала регистрируется приемником 4'. Размер незатененного участка экрана 2, покрытого слоем люминофора, определяется по интенсивности свечения незатененной частицей части экрана под действием излучения источников 1.

При использовании наведенной активности измерительная камера состоит из двух частей: камеры облучения и камеры регистрации, отстоящих друг от друга на некотором расстоянии. Если при этом в веществе генерируются короткоживущие изотопы, то это расстояние принимают равным нулю. Варианты схем (рис. 17, в, г, д) определяются свойствами сырья, организацией потока транспортируемого материала, необходимым временем активации.

Так, на рис. 17, в показана схема активации руды 3, движущейся по конвейеру 5 и попадающей в зону действия источника 1 (зона активации), а затем приемника излучения (зона из-



мерения). Время активации и измерения регулируют скоростью движения ленты конвейера 5. На схеме 17, г куски 3 поступают в зону активации (источник 1) и зону измерения (приемник 4) под действием силы тяжести. Эту схему можно использовать при малых значениях времени активации и измерения наведенной активности.

Камера облучения (см. рис. 17, д) содержит петлевой трубопровод 5, охватывающий бериллиевую мишень 7, облучаемую нейтронным излучением и помещенную в замедлитель нейтронов 8. Камера регистрации 4 устанавливается на хвостовом отрезке петлевого трубопровода. Петлевой трубопровод служит для увеличения времени активации, и это обеспечивает уменьшение времени измерения, что позволяет увеличить производительность сепаратора.

Другой способ повышения производительности сортировки осуществляется за счет увеличения скорости движения материала при сохранении времени измерения с помощью нескольких последовательно расположенных датчиков (эстафетный способ). Информация о свойстве куска, полученная на первом датчике, передается на последующий со скоростью движения куска, т. е. общее время измерения свойства увеличивается в несколько раз. На рис. 17, е показана схема, реализующая эстафетный спо-

соб измерения наведенного излучения при нейтронно-активационном способе. Над транспортирующей лентой размещают источник нейтронов в замедлительно-отражательном блоке, а под лентой помещают n сцинтилляционных детекторов.

Определение сорта куска по естественной радиоактивности ведут по следующим схемам (рис. 18). При слабоконтрастных рудах применяют пониженные скорости движения в зоне измерения (см. рис. 18, а, в), при контрастных рудах измерение может производиться при свободном падении кусков или при удержании куска на транспортирующем устройстве за счет центробежных сил (см. рис. 18, б, г), т. е. при уменьшении времени

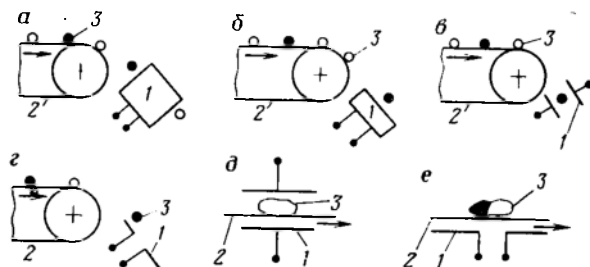


Рис. 19. Определение сорта куска по электрическим свойствам:

а — проходным индукционным датчиком; б — накладным индукционным датчиком; в, д — проходным емкостным датчиком; г, е — накладным емкостным датчиком; 1 — датчик; 2 — транспортирующий орган; 3 — кусок

экспозиции куска. Очевидно, что и для авторадиметрической сортировки эстафетное размещение нескольких датчиков позволяет повысить точность измерения и увеличить производительность сепаратора.

Измерение электрических свойств разделяемых кусков при электрометрической сортировке может производиться с помощью индукционных (рис. 19, а, б) и емкостных (рис. 19, в—е) измерительных систем. Особенностью этих систем является объединение в одном устройстве функций облучения и измерения, т. е. они выполняют роль датчика того или иного свойства (электропроводности, диэлектрической проницаемости).

Сортировка по смачиваемости минералов (рис. 20) может производиться различными способами. Так, например, если минерал, подлежащий сортировке, обработать раствором, селективно закрепляющимся на разделяемых кусках и содержащим в своем составе люминофор, то такой материал можно разделить на люминесцентном сепараторе по интенсивности люминесценции кусков.

Использование явления смачиваемости описано А. И. Месеняшиным. Различия в смачиваемости приводят к изменению электрической проводимости и способности удержания заряда на поверхности частиц. Куски полевого шпата (кварца) и слюды подают на металлизированный конвейер 1 и смачивают во-

дой брызгалом 5, при дальнейшем движении куса он попадает в зону действия воздуходувки 6, подающей теплый воздух. Слюда при этом теряет влагу, а кварц и полевой шпат остаются влажными. Поступая в зону действия коронирующих электродов 8, все куски получают заряд, который с влажных быстро стекает, а на сухих остается. Заряд на кусках измеряется электрометром 9 при помощи клетки Фарадея 10. Разделение производится в зоне выделения 4. Данный способ применим и для минералов, имеющих различную влагоемкость.

Схема измерения различий тепловых свойств минералов предусматривает кратковременный нагрев разделяемых минералов

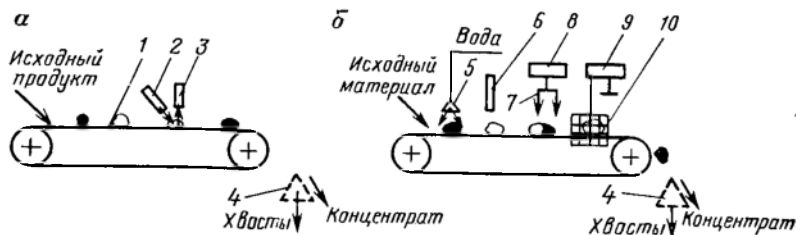


Рис. 20. Сортировка минералов по смачиваемости:

а — селективное закрепление люминофора и фотолюминесцентная сортировка; б — селективное изменение электрической проводимости и измерение заряда, удерживаемого на поверхности частиц; 1 — конвейер; 2 — источник; 3 — приемник излучения; 4 — разделяющее устройство; 5 — брызгалом; 6 — воздуходувка; 7 — коронирующие электроды; 8 — источник высокого напряжения; 9 — электрометр; 10 — клетка Фарадея

в идентичных условиях и последующую регистрацию интенсивности инфракрасного излучения. Эти разновидности относим к теплотрической сортировке.

При магнитотрической сортировке измеряются магнитные свойства куса или порции и в зависимости от этого происходит выделение в продукты.

Реализация приведенных на рис. 13—16 схем производится с использованием источников излучения и его приемников, имеющих специфические особенности для каждой области спектра излучений.

При использовании проникающих излучений требуется применять защитные экраны, способствующие повышению безопасности обслуживания и исключению помех от других источников. Выбор источника для конкретного случая определяется спецификой способа определения разделительного признака, свойствами сортируемого материала и конкретными задачами.

Источники гамма- и бета-излучений обычно помещают в коллимирующие устройства, создающие направленное излучение. Эти устройства снабжают защитными экранами, перекрывающими пучок излучений в нерабочем положении. Контейнер источника изготавливается из материалов с высоким коэффициентом поглощения, например из стали или свинца. Для реализации нейтронных методов возможно применение ампульных ис-

точников на основе америция или калифорния, дающих быстрые нейтроны. Для получения излучения тепловых нейтронов применяют источники быстрых нейтронов, которые устанавливают в замедлительно-отражательные блоки. Замедлителями являются вещества, имеющие высокое содержание водорода (парафин, вода, полиэтилен, плексиглас). Для отражателей используют материалы с высоким коэффициентом отражения тепловых нейтронов (графит, бериллий). Источником излучений служат рентгеновские трубки. Излучение трубок коллимируется. Защита от рентгеновского излучения обеспечивается листовой сталью толщиной 3—5 мм.

Расчет разделительного признака. Определение сорта разделяемых частиц складывается из регистрации с помощью измерительной камеры одного или нескольких признаков, отражающих свойства реальной частицы, обработки информации по заданному алгоритму с получением характеристики, пропорциональной содержанию, которую и называют разделительным признаком.

В некоторых случаях, например, при сортировке узкого класса урановой руды, содержащей радиоактивный и нерадиоактивный компоненты, уровень естественной радиоактивности, т. е. интенсивность излучения J , в измеряемом направлении является величиной, пропорциональной содержанию радиоактивного компонента, например урана, (α_y)

$$\alpha_y = kJ.$$

Это выражение является простейшим алгоритмом расчета разделительного признака (содержания).

Для регистрации естественной радиоактивности используют газоразрядные и сцинтилляционные счетчики. При попадании ядерных частиц в счетчик на выходе его появляются импульсы различной формы, длительности и амплитуды. Сигнал, поступающий с детектора, усиливают, формируют импульсы заданной длительности и амплитуды и определяют их число или фиксируют частоту появления импульсов при прохождении куска через измерительную камеру.

Операция усиления сигнала, поступающего с детектора, реализуется с использованием схем типа повторителя. Формирование стандартизованных импульсов определенной длительности и амплитуды осуществляется с помощью схем одновибраторов, заторможенных блокинг-генераторов. Интенсивность излучения может представляться в виде числа и частоты следования импульсов от куска и реализуется с помощью схем счета числа импульсов или измерителей скорости счета.

Простейший алгоритм определения сорта куска может быть реализован сортировочным устройством, блок-схема которого приведена на рис. 21,а. Кроме указанных элементов необходимо иметь в составе радиометра блок формирования двух задержек. Так как время обработки сигнала меньше времени движения

куска от измерительной камеры до исполнительного механизма, то управляющий сигнал нужно задержать на время, которое необходимо для подхода куска к исполнительному механизму, и удерживать его включенным до тех пор, пока кусок выйдет из потока материала.

Реализация простейшего алгоритма обработки информации не всегда обеспечивает удовлетворительные результаты сортировки. Так, если отношение наибольшего куска в сортируемом классе к наименьшему равно 2 (а именно такой модуль шкалы

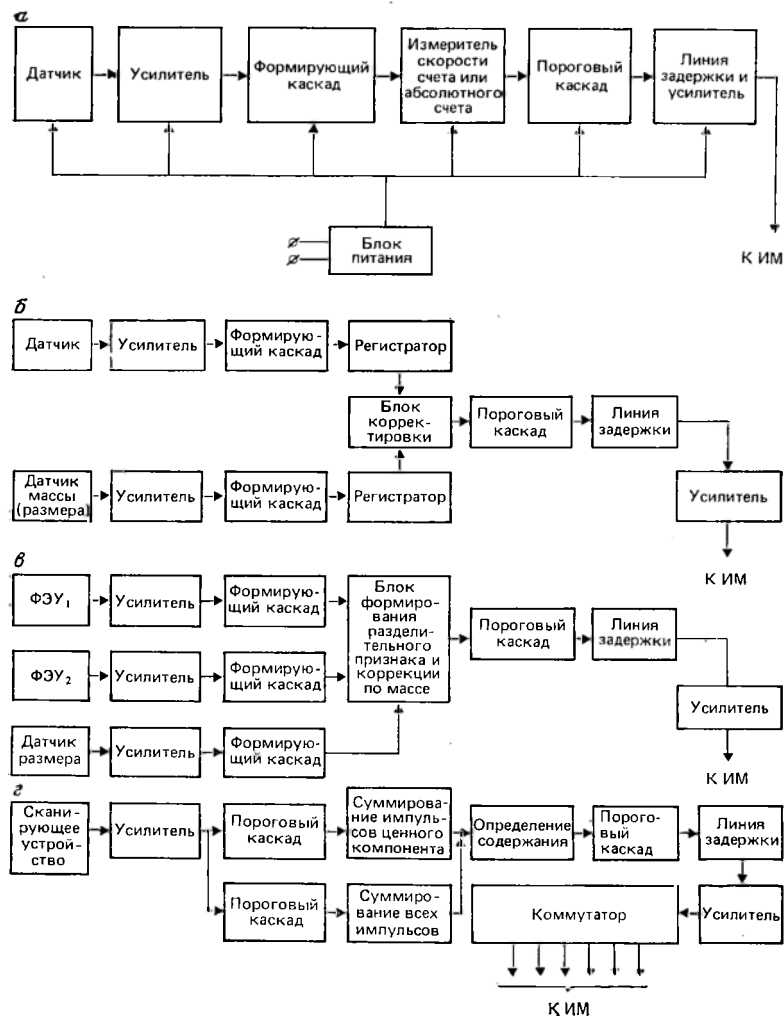


Рис. 21. Блок-схемы обработки информации в сортировочных устройствах: а — радиометр, реализующий простейший алгоритм; б — радиометр с коррекцией сигнала по массе куска; в — бихроматический фотометр с коррекцией по массе куска; г — то же, со сканированием поверхности куска (ФЭУ — фотоэлектрический усилитель)

принимают в сортировке), массы кусков могут отличаться почти на порядок, следовательно, и содержание будет также отличаться при одной и той же регистрируемой интенсивности. Отсюда следует необходимость определения содержания ценного компонента в куске α_y с учетом его массы m_k . Для приведенного случая

$$\alpha_y = kJ_y/m_k,$$

или, принимая, что куски имеют шарообразную форму объемом V при плотности ρ , получим

$$\alpha_y = kJ_y/(V\rho) = kJ_y/(\pi d^3/6)\rho = 6kJ_y/(\pi\rho d^3) = k_1 J_y/d^3, \quad (3)$$

где $k_1 = 6k/(\pi\rho)$.

Такой алгоритм определения разделительного признака требует измерения диаметра частицы и применим при равенстве плотностей разделяемых компонентов или же при избирательной концентрации ценного компонента в однородной породной части, как это имеет место при сортировке урановых руд.

Алгоритм (3) позволяет увеличить точность определения разделительного признака и расширить диапазон крупности сортируемого материала, что способствует его широкому применению во многих способах сортировки.

Размер куска можно определить контактными или бесконтактными способами. Чаще применяют бесконтактный способ измерения с использованием фоторелейных элементов, оценивая диаметр d (м) по длительности импульса t_n затенения фотоэлемента, полагая, что скорость движения куска v_k постоянна:

$$d = t_n v_k.$$

Измерение размера куска можно вести с помощью дополнительного источника видимого излучения по значению затененного участка, отраженного излучения, люминесцирующей незатененной части какой-либо поверхности, т. е. по площади сечения куска,

$$d = \varphi \sqrt{J_0},$$

где φ — коэффициент пропорциональности; J_0 — интенсивность излучения, пропорциональная площади сечения куска.

Реализация алгоритма расчета разделительного признака с учетом массы куска возможна с использованием следующей схемы (рис. 21,б).

Повышение точности определения разделительного признака возможно с использованием двух энергетических диапазонов, что несколько усложняет схему. На рис. 21,в приведена схема, реализующая так называемый «бихроматический режим» при фотометрическом способе сортировки. Фотометрический способ часто реализуется при определении свойств куска с двух, трех сторон, что естественно повышает сложность систем обработки информации.

Наиболее развиты системы обработки информации в фотометрических сепараторах со сканированием кусков, расположенных на плоской ленте, в которых измеряемое свойство и размер куска определяются одновременно, разделение осуществляется в процессе обработки информации (рис. 21,з).

Конструктивные решения операции выделения частиц в разнородные продукты. Реализация завершающей операции выведения частиц из потока материала по команде логического устройства осуществляется исполнительными механизмами. Основными требованиями, предъявляемыми к исполнительному меха-

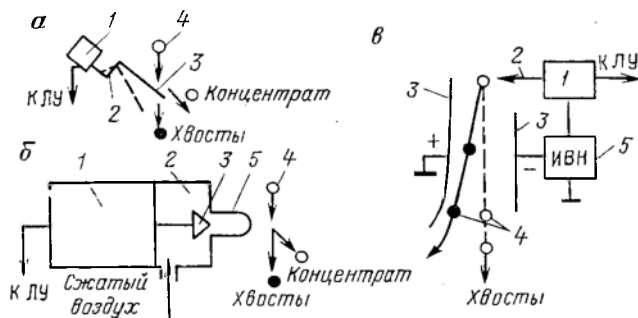


Рис. 22. Типы исполнительных механизмов:

а — механический (МИМ); 1 — электропривод; 2 — рычаг; 3 — шибера; 4 — кусок; б — пневмоклапан (ПИМ); 1 — электропривод; 2 — камера; 3 — клапан; 4 — кусок; 5 — сопло; в — коронно-электростатический (КЭСИМ); 1 — блок-управления; 2 — коронирующий электрод; 3 — электроды электростатической камеры; 4 — кусок; 5 — источник высокого напряжения

низму, являются высокое быстродействие и достаточное значение импульса.

Кроме того, предъявляются требования эксплуатационного, технологического плана, а также требования техники безопасности. Например, низкие энергетические затраты на удаление (КПД), значительный моторесурс, широкий диапазон крупности (500—1 мм), удаление частиц без разрушения материала и при некоторых колебаниях траектории движения, бесшумность работы.

В зависимости от характера воздействия можно выделить следующие исполнительные механизмы (рис. 22):

механические — удаление (выведение) путем механического воздействия на частицу перемещаемого элемента (шибера, заслонки, пальца);

пневматические — удаление сжатым воздухом;

электрические — удаление за счет электрических сил, воздействующих на частицу.

Наибольшее распространение получили пневматические исполнительные механизмы, меньшее — механические (электрические не вышли за рамки лабораторных образцов).

Т а б л и ц а 3. Характеристика исполнительных механизмов

Тип исполнительного механизма	Диапазон крупности, мм	Максимальная частота удалений, с ⁻¹	Примечание
Механический (МИМ) Пневмоклапан (ПИМ)	500—5 150—3	10—15 50(300)	Работает бесшумно Значительный шум, разрушение материала
Коронно-электростатический (КЭСИМ)	<3	100(1000)	Высокое напряжение, появляются озон и азот, трудности коммутации высокого напряжения

Примечание. В скобках приведена частота удалений по данным разработчиков.

Характеристика исполнительных механизмов приведена в табл. 3.

Механический исполнительный механизм воздействует на кусок путем изменения положения шиберной пластины. Управление пневматическим исполнительным механизмом осуществляется аналогично механическому, т. е. электропривод перемещает клапан, открывающий выход воздуха в сопло, а затем воздух, выходящий из сопла, воздействует на частицу и изменяет траекторию ее движения. Увеличение быстродействия осуществляется за счет использования сжатого воздуха при переключениях клапана.

В коронно-электростатических исполнительных механизмах производится сообщение заряда в поле коронного разряда частицам того или иного сорта по команде логического устройства, а изменение траектории осуществляется в электростатической камере.

§ 9. АППАРАТУРА ДЛЯ ПОКУСКОВОЙ И ПЛОСКОКУСКОВОЙ СОРТИРОВКИ

Технические характеристики отечественных и зарубежных конструкций сортирующей аппаратуры приведены в табл. 4. Наиболее характерные конструкции сепараторов представлены на рис. 23.

На рис. 23,а представлена схема гамма-абсорбционного сепаратора, применяемого для обогащения кусковых железных руд (—200+100 мм). Классифицированная руда из бункера 1 вибропитателем 2 подается на конвейер 3. Лента конвейера движется с большей скоростью, чем скорость движения материала по вибропитателю. Это позволяет организовать покусковую подачу материала в зону действия источника гамма-излучения 6 и детектора излучений 4, вмонтированных в барабан 5. Прошедшее через кусок излучение регистрируется сцинтилляцион-

Т а б л и ц а 4. Техническая характеристика сортирующей аппаратуры

Тип, название сепаратора	Страна, фирма	Производительность сепаратора, т/ч	Крупность материала, мм	Способ формирования потока	Число каналов	Тип исполнительного механизма	Способ определения сорта	Габаритные размеры (длина×ширина×высота), мм
<i>Авторадиометрические сепараторы</i>								
ОПМ	СССР	30—100	—400+200	Рис. 13, г	1	Шибер	Рис. 18, а	5600×1500×2500
РС-2		15—20	—200+100	»	2	»	»	5600×1500×2500
«Гранат»		40—50	—200+50	Рис. 13, г	2	Пневмо-клапан	Рис. 18, б	6000×5000×3900
«Вихрь»		80—120	—200+50	Рис. 13, ж	2	»	Рис. 18, г	7500×3000×3200
«Агат»		10—12	—50+20	»	4	То же	»	4000×3000×3000
ПЗБ		4—6	—20+5	Рис. 13, з	6	»	Рис. 18, а	5600×1500×2500
М6	Канада, «Ор-Сортер»	10—55	—254+51	Рис. 13, д	1	»	Рис. 18, в	—
М17	«Лимитед»	120	—25+160	Рис. 13, з	5	»	Рис. 18, а	—
RM-161-50	Великобритания, «Гансонс Сортекс лимитед»	120 50 40	—150+65 —65+25 —50+25	—	1	»	—	9200×2300×4200
<i>Рентгенолюминесцентные сепараторы</i>								
ЛС-20	СССР	20	—20+8	Плоскопорционный	—	»	—	1950×800×2000
ЛС-50	СССР	100 60	—8+4 —50+20 —30+10	То же	—	Пневмо-клапан	—	1980×12700×2190
XR-12B	Великобритания, «Гансонс Сортекс лимитед»	100	—75+20	Рис. 13, г	1	То же	—	—
XR-23		4	—32+16	»	2	»	—	—
		1	—16+8	»	2	»	—	—

XR-111B	40	-32+19 -19+10 -10+5 -5+2	2	»	—	—
XR-11B	20 10 7 5 3,5 2	-32+16 -16+8 -8+4 -4+2 -5+3 -3+2 -2+1 -8+4 -4+2	1	»	—	—
XR-21	0,36 0,12 0,05 0,5 0,2	»	2	»	—	—
XR-22	0,8 0,6 0,8 0,6	»	2	»	—	—
XR-101	Рис. 13, г	»	10	Пневмо- клапан То же	—	—
XR-61	»	»	6	»	—	—
XR-121	»	»	2	»	—	—
CA-10W	—	»	—	»	—	—

Фотолюминесцентные сепараторы

«Фотон»	СССР	5	-75+50	Покусковой	3	Шибер	—	—
Флуорес Сортер	Канада, «Колониаль цугар ре- файнинг компани»	20—100	-178+26	Рис. 13, в	—	Пневмо- клапан	Рис. 15, а	—

Фотонейтронные сепараторы

РМБ-300	СССР	10—15	-200+75	Рис. 13, а	1	То же	Рис. 17, г	—
РМБ-100		1—3	-75+25	»	1	»	»	—
РАБЛ-100		1—3	-75+25	Рис. 13, г	1	»	Рис. 17, в	—

Тип, название сепаратора	Страна, фирма	Производительность сепаратора, т/ч	Крупность материала, мм	Способ формирования потока	Число каналов	Тип исполнительного механизма	Способ определения сорта	Габаритные размеры (длина × ширина × высота), мм
Нейтроно-активационные сепараторы								
СО-2 с нейтронным разноможительством СО-2М	СССР	0,5—10	—30+5	—	1	Пневмо-клапан	Рис. 17, в	—
Рентгенофлуоресцентные сепараторы								
РАС-ППД	СССР	15—25	—100+20	Поточно-порционный		Шиббер	Рис. 17, б	—
Гамма-абсорбционные сепараторы								
«Минерал-2»	СССР	25—30	—300+100	Рис. 13, а	1	Шиббер	Рис. 16	
«Минерал»		12—18	—200+50	Рис. 13, а	2	»	»	
«Кристалл»		50—75	—200+50	Рис. 13, е, ж	2	Пневмо-клапан	»	
«Рубин-2»		15—20	—100+50	—	6	»	»	
«Рубин»		8—12	50—20	—	12	»	»	
РС-2Ж		20	—200+100	Рис. 13, а	1	Шиббер	Рис. 16, а	
РСК-4		20	—100+50	»	1	»	»	
X-Septa	«Шмартс»	30	—178+25	Рис. 13, в	1	Пальцы	»	
Фотометрические сепараторы								
«Хрусталь»	СССР	20—30	—200+50	Рис. 13, е, ж	2	Пневмо-клапан	—	2300 × 2200 × 3900
«Сапфир»		4—8	—50+25	Рис. 13, а	4	»	—	1900 × 1800 × 5000
«Янтарь»		1—4	—25+5	Рис. 13, а	4	»	Рис. 15, а	4500 × 2300 × 6000

621МД 711М 811М 962М 426 1011М	Великобритания, «Гансон Сортес лимитед»	0,3—2 2—7 10—50 0,5—3,5 0,3—2 1,5—3	—19+6,4 —51+19 —152+51 —19+2,8 —19+6,4 —35+15	» Рис. 13, д Рис. 13, д Рис. 13, з » Рис. 13, д	2 1 1 6 2 1	» » » » » »	Рис. 15, а » Рис. 15, б Рис. 15, в » »	1600×800×1800 3700×1700×2700 7800×4300×4300 1400×800×1700 1600×800×1800 3100×1200×2300
Громакс М13 М16 МР-80	«Громакс» Канада, «Ор Сортес лимитед»	150 10—200 25—180	—300+102 —153+9 —140+12	Рис. 13, з Плоскокусовой »	1 — —	Толкатель Пневмо- клапан »	— Рис. 15, и Рис. 15, и	— — —
Ор Сортес	Великобритания, «Гансон Сортес лимитед»	150	—150+10	»	—	»	Сканирование	—
Теплометрические сепараторы								
Ор Сортес	Канада, «Колонналь репутар файнинг компани»	60	—178+19	Плоскокусовой		Пневмо- клапан	—	—
Электрометрические сепараторы								
10HV (LV)	Канада «Ор Сортес лимитед»	20—350	—254+19	»		»	—	—
Селектор	США, «Интернейшл сортинг системс компани»	20	—51+13	»		»	—	—

ным счетчиком и измеряется радиометром 8. По команде радиометра с помощью исполнительного механизма (на рисунке не показан) изменяют положение шибера 7 и кусок направляют в тот или иной продукт. В качестве источника гамма-излучения служит изотоп ^{109}Gd . Управление сепаратором осуществляют с помощью радиометра «Днепр-4», разработанного в шестика-

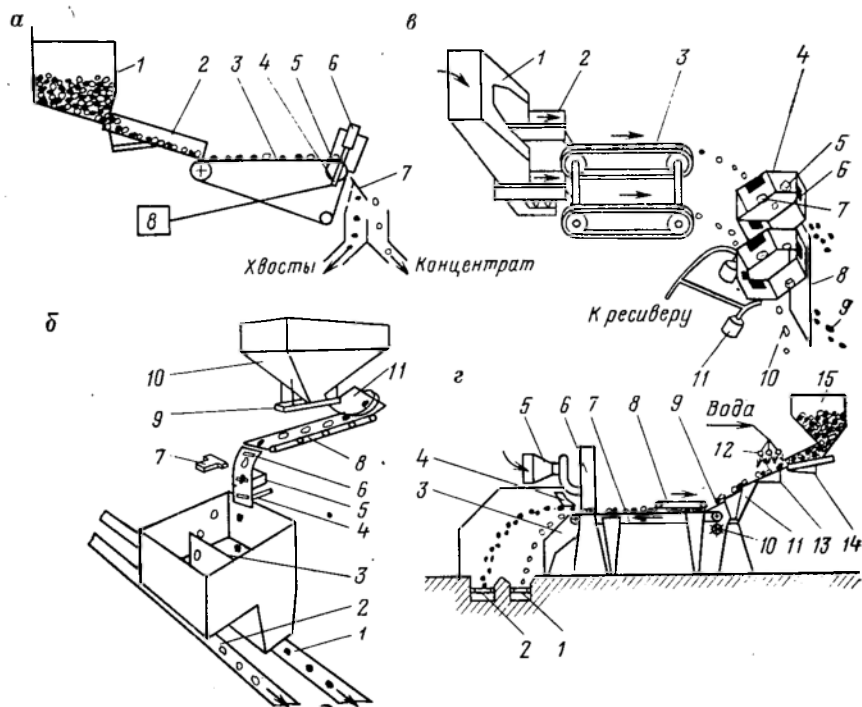


Рис. 23. Схемы сепараторов:

а — РС-2Ж (гамма-абсорбционный); б — КН (авторадиометрический); г — Сортекс-621; з — М16

нальном варианте. Один радиометр применяют для управления двумя сепараторами.

На рис. 23,б приведена схема авторадиометрического сепаратора типа КН, в котором согласование скоростей движения материала, поступающего из бункера 10, на вибропитателе 9 и конвейере 8 выполнено с помощью конического питателя 11. Так как сепаратор КН предназначен для сортировки высококонтрастных руд, то измерение естественной радиоактивности производят при свободном падении куса с помощью сцинтиллятора 5. Измерение размера куса производят с помощью лампы 6 и фотоэлемента 7 по времени затенения фотоэлемента куском материала. Результат измерения подают в счетную схему радиометра для корректировки содержания ценного компонента

в куске по его размерам. Выведение частиц из потока производят с помощью пневмоклапанов 4, а продукты разделения (с помощью шибера 3) удаляются конвейерами 1, 2. Сепаратор КН на материале крупностью $-200+50$ мм обеспечивает производительность 50—20 т/ч.

На рис. 23,в представлена схема монохроматического фотометрического сепаратора Сортекс-621, содержащего два идентичных канала. Исходный материал крупностью $-19+6$ мм из бункера 1 с помощью вибропитателя 2 и профилированного конвейера 3 подается в фотометрическую камеру 4, где установлены лампы 7, освещающие куски, приемники излучения 5 и фоновые пластины 6. Равномерность освещения куска достигается за счет окрашивания камеры белой краской.

Приемники излучения 5 направлены на фоновые пластины 6. Осмотр куска производится с трех сторон. В качестве фоновых используют пластины, отражающие неселективно. В комплект входят пластины, имеющие окраску от белого до черного (коэффициент отражения от 5 до 95%). Для разделения компонентов полезного ископаемого с коэффициентом отражения $r_1 > r_2$ подбирают фоновую пластину с коэффициентом отражения r_ϕ , занимающим промежуточное положение между коэффициентом отражения разделяемых компонентов ($r_1 > r_\phi > r_2$). За делительную перегородку 8 может выводиться с помощью пневмоклапана 11 любой из продуктов разделения 9, 10 (темнее или светлее фона). Производительность сепаратора на двух каналах составляет 2—0,5 т/ч.

Значительное повышение производительности дает плоскокусовой режим сортировки, реализованный, например, в сепараторе М16 (рис. 23,е).

Исходный материал из бункера 15 с помощью двух вибропитателей 13 и 14 подают на наклонную плиту 9, где движение материала ускоряется, и затем он поступает на плоский конвейер 7. Очистка поверхности кусков производится на вибропитателе 13 с помощью устройства 12. Вывод шламов после промывки производят через перфорированное днище вибропитателя 13 в сборник шламов 11. С целью уменьшения перекатывания частиц по ленте конвейера 7 установлен успокоитель 8, выполненный в виде конвейера. Лента конвейера 7 очищается с помощью устройства 10.

Рассредоточенный на движущейся ленте материал попадает в зону действия сканирующей камеры 6, сканирование производят поперек движения материала и затем с помощью вычислительной машины рассчитывают разделительный признак с учетом массы куска. Вывод кусков заданного качества из сортируемого материала осуществляют с помощью блока исполнительных механизмов 3. Продукты разделения собирают на конвейерах 1 и 2. Предотвращение загрязнения оптической системы достигают за счет подачи воздуха под небольшим давлением в сканирующую камеру воздуходувкой 5 и создания направленного

ного движения воздуха из зоны действия сканирующей камеры с помощью аспирационного вентилятора 4.

Особенностью сепаратора является определение оптических свойств материала, расположенного рассредоточенно на плоской ленте, применение сканирующей системы (см. рис. 15, и), обработка информации с помощью компьютера и разделение частиц путем воздействия блока исполнительных механизмов. Указанные особенности позволяют при крупности материала — $140+12$ мм достигать производительности 180—25 т/ч.

Основными направлениями развития аппаратуры для сортировки являются:

- повышение производительности сепараторов, работающих в покусковых режимах;

- повышение чувствительности за счет увеличения мощности источников излучения, числа детекторов, оптимизации измерительных камер, применения метода последовательного измерения (эстафетного способа);

- увеличение селективности процессов сортировки путем учета массы, сканирования, измерения в нескольких энергетических интервалах, использования разнородных физических признаков с целью увеличения точности определения сорта и создания многопродуктовых сепараторов;

- повышение степени автоматизации настройки, контроля и регулирования процесса;

- повышение быстродействия исполнительного механизма с 50—150 до 200—400 удалений в секунду;

- повышение степени унификации и стандартизации элементов и узлов аппаратуры.

§ 10. ПРАКТИКА ПОКУСКОВОЙ СОРТИРОВКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Первым промышленно освоенным процессом сортировки явилось обогащение урановых руд по естественной радиоактивности с целью сброса крупнокусковых отвальных хвостов (до 35%) и выделения технологических типов руды.

Освоена технология сортировки алмазных руд, позволяющая извлекать уникальные крупные кристаллы и являющаяся более экономичным процессом, чем отсадка и обогащение в тяжелых средах.

В СССР серийно выпускают сепараторы для реализации авторадиметрического, люминесцентного (рентгенолюминесцентного) методов. Ведутся интенсивные работы по подготовке серийного выпуска сепараторов, реализующих другие методы сортировки.

Авторадиметрический способ сортировки применяют для обогащения естественно-радиоактивных руд. Урановые, ториевые руды генерируют альфа-, бета- и гамма-излучение, однако для определения сорта куска или порции используют только

гамма-излучение. Альфа- и бета-излучение сильно поглощается рудой и окружающей средой и не может служить надежным источником информации о содержании ценного компонента. Калийсодержащие руды содержат изотоп калий-40, генерирующий бета-излучение, которое по аналогичным причинам неприменимо для процессов покусковой сортировки. Бета-излучение применяется преимущественно для контроля качества измельченных продуктов обогащения калийсодержащих руд.

Основным объектом авторадиметрической сортировки являются чисто урановые и комплексные урановые руды.

Характеристика урансодержащих руд (по Б. В. Невскому и В. А. Мокроусову) приведена ниже.

Тип руды	Содержание, %	
	урана	сопутствующих компонентов
Урановая:	3	I сорт (не сортируют)
	1—3	II сорт (сортировка на РКС)
	0,1—1	III сорт (сортировка на РКС и покусковая сортировка)
	0,1	IV сорт (сортировка на РКС и покусковая сортировка)
Золото-урановая	0,01	0,5—1 г/т золота
Фосфорно-урановые	0,01—0,02	5—10 пятиокиси фосфора
Урано-ванадиевые	0,02—0,03	0,5—1 пятиокиси ванадия
Урано-медные	0,02—0,03	0,2—0,3 меди
Урансодержащие угли и сланцы	0,03—0,05	20—30 горючих сланцев
Урано-пиритные	0,01—0,02	2—3 серы
Циркониево-урановые	0,01—0,02	1—2 двуокиси циркония
Ниобиево-урановые	0,01—0,02	0,05—0,1 пятиокиси ниобия
Урано-ториевые	0,01—0,02	0,05—1 двуокиси тория

Одной из особенностей урановых руд является избирательная концентрация урана в мелких классах вследствие хрупкости урановых минералов (урановой черни) и генетических особенностей образования руд, связанных с проникновением рудоносных растворов в ослабленные, трещиноватые горные породы. Раскол руды происходит по ослабленным местам, т. е. по местам концентрации рудоносных минералов, что также способствует селективному переводу урана в мелкие фракции.

Нижним пределом крупности сортируемых кусков является 25 мм, так как дальнейшее снижение размеров кусков ведет к резкому уменьшению регистрируемого излучения.

Учитывая названные особенности урановых руд, их сортируют по схеме (рис. 24,а), используемой на большинстве радиометрических обогатительных фабрик.

Результаты сортировки проб урановых руд (по И. Д. Гурову) приведены ниже.

Проба	A	B	C
Концентрат:			
выход, %	35,6	40,8	52,2
извлечение, %	70,7	79,4	35,2
Хвосты:			
выход, %	64,4	59,2	47,8
извлечение, %	29,3	20,6	4,8

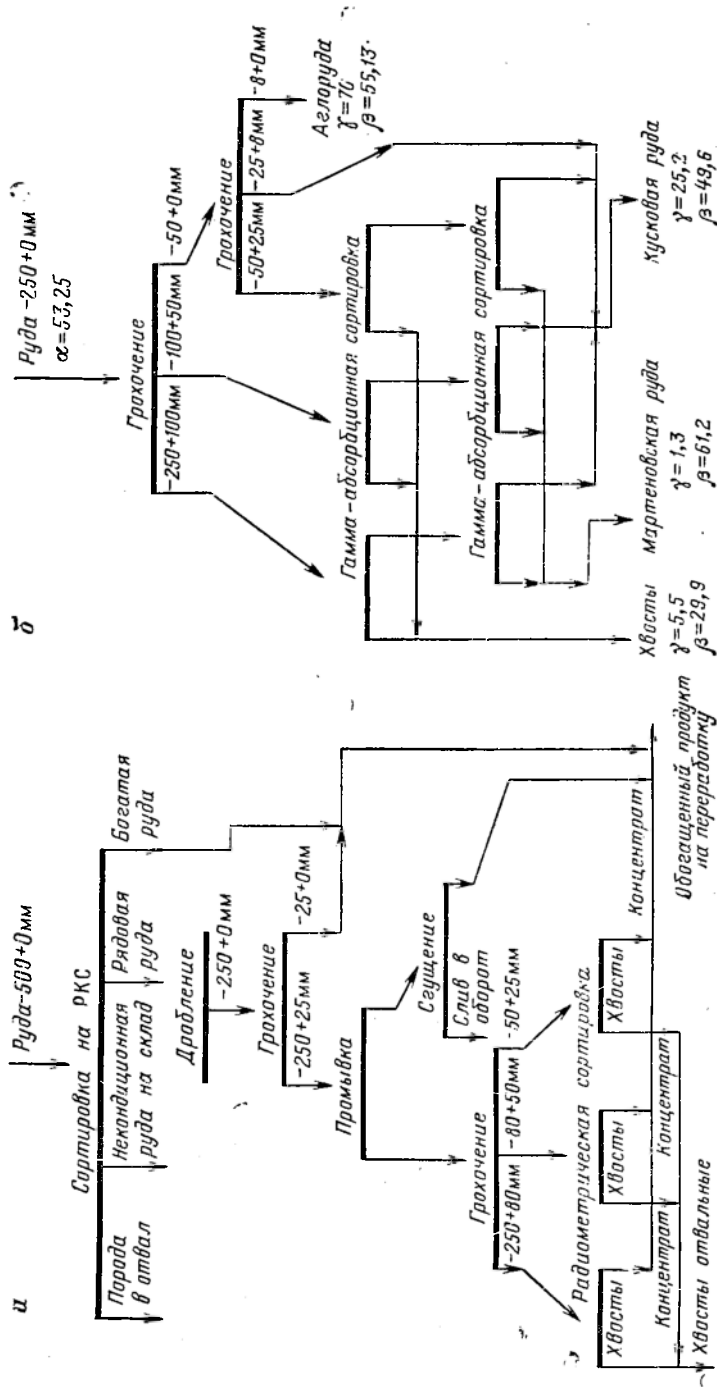


Рис. 24. Принципиальные схемы радиометрической сортировки урановой руды (а), железных руд (б): а, б — содержание железа соответственно в исходной руде и продуктах разделения, %; γ — выход продукта, %

Результаты радиометрической сепарации комплексной золото-урановой руды месторождения Витватерсранд (ЮАР) приведены в табл. 5.

Ручная сортировка золото-урановой руды проводилась с применением в качестве устройства определения сорта сцинтилляционных приборов со звонковым сигнализатором и ручным удалением богатых кусков.

Для некоторых типов радиоактивных руд из-за высокой степени корреляции содержания урана с оптическими свойствами становится возможным переход от авторадиметрического к фотометрическому способу сортировки, что позволяет снизить ниж-

Таблица 5. Результаты сортировки золото-урановых руд месторождения Витватерсранд (ЮАР)

Продукт	Выход, %	Содержание урана, %	Извлечение урана, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
<i>Ручная сортировка</i>					
Концентрат	82,2	0,0188	99,1	14,5	99,3
Хвосты	17,8	0,0008	0,9	0,44	0,7
Исходная руда	100	0,0156	100	11,65	100
<i>Авторадиметрическая сортировка</i>					
Концентрат	77,75	0,0199	99	14,85	99,2
Хвосты	22,25	0,0007	1	0,39	0,8
Исходная руда	100	0,0156	100	11,65	100

ний предел крупности и повысить производительность сепаратора.

В редкоземельной тантало-ниобиевой руде одного из месторождений при соотношении суммарного содержания ценных компонентов (тантала, ниобия) во вмещающих породах и рудных пластах 1 : 40 содержание каждого элемента оказалось тесно коррелированным с содержанием естественно-радиоактивного тория. Данные руды характеризуются невысокой интенсивностью гамма-излучения из-за низкого содержания тория и требуют применения сепараторов повышенной чувствительности, в качестве которых использовали сепаратор эстафетного типа. При авторадиметрической сортировке в кусковом режиме обеспечивается производительность при крупности — 250+80 мм — 50 т/ч; — 80+50 мм — 27 т/ч; — 50+20 мм — 13 т/ч (табл. 6).

Использование эстафетного принципа измерения сорта куска позволяет обогащать авторадиметрическим способом руды с невысокой интенсивностью излучений.

Схема радиометрической сортировки железных руд по В. И. Базаре приведена на рис. 24,б.

Радиометрические обогатительные фабрики оснащают сепараторами отечественного производства. Применяется рассредоточенная схема размещения сортировочной аппаратуры: оборо-

дование формирования потока материала, регистрации излучения, удаляющий механизм сосредоточивается у транспортирующего устройства, а электронный блок сепаратора выносится в диспетчерский пункт для обеспечения безопасных условий работы.

Люминесцентная сортировка использует различия в холодном свечении (люминесценции) минералов, возникающем при облучении их рентгеновским или ультрафиолетовым излучением. В зависимости от вида источника излучения выделяют рентгенолюминесцентную (РЛ) и фотолюминесцентную (ФЛ) сортировку.

Т а б л и ц а 6. Результаты авторadiометрической сортировки тантало-ниобиевой руды (по О. А. Архипову и С. С. Гусеву)

Исходная руда			Концентрат		Хвосты	
Класс, мм	Выход, %	Содержание ценных компонентов, усл. ед.	Выход от руды, %	Содержание ценных компонентов, усл. ед.	Выход от руды, %	Содержание ценных компонентов, усл. ед.
—250+80	25,6	0,81	9,34	1,88	16,26	0,195
—80+50	15,7	1,02	7,06	2,05	8,64	0,175
—50+25	14	1,07	6,09	2,24	7,91	0,198
—250+25	55,3	0,93	22,49	2,03	32,81	0,187
—25+0	44,7	1,08	44,7	1,08	—	—
—250+0	100	1	67,19	1,39	32,81	0,187

При рентгенолюминесцентной сортировке в качестве источников излучений используют рентгеновские трубки и изотопы. Облучение изотопами находит ограниченное применение, преимущественно в сепараторах для геологоразведочных работ.

Явление люминесценции проявляется при облучении некоторых минералов. Спектральный состав генерируемого излучения зависит от свойств минерала и спектра источника излучений. К свойствам минералов, влияющим на интенсивность и спектральный состав генерируемого свечения, относят: состав и строение кристаллической решетки; содержание люминесцирующих примесей (люминогенов); содержание примесей-гасителей люминесценции; условия проведения опыта (температура, влажность минерала).

К минералам, явление люминесценции которых обусловлено составом и строением кристаллической решетки, относят шеелит, повеллит, большую часть гипергенных минералов урана, содержащих уранил-ион UO_2^{2+} . К этой группе относят и алмазы, которые имеют наиболее устойчивую люминесценцию.

Явление люминесценции минералов может вызывать присутствие люминогена. В качестве люминогенов выступают уран, редкоземельные элементы, марганец, хром. Менее изучены люминогенные свойства рубидия, стронция, теллура, сурьмы, молибдена, титана. Содержание люминогена в них колеблется от

10^{-3} до нескольких процентов. Например, для флюорита, циркона, корунда люминогенами являются редкоземельные элементы. Некоторые минералы люминесцируют за счет примесей, присутствующих в их разновидностях, например кальцит, арагонит, опал, сфалерит, топаз.

Примеси железа, никеля нередко выступают в роли гасителей люминесценции. Гашение люминесценции, иногда невосстановимое, может наблюдаться при повышении температуры. Так, например, нагрев алмаза до 120°C приводит к полному гашению свечения. Иногда повышенная концентрация люминогена гасит свечение (концентрационное гашение).

В основном люминесцентный метод сортировки применяют для алмазосодержащих руд. Зарождение сепарации алмазов связано с разработкой М. Е. Богословским люминесцентного сепаратора ленточного типа.

Расширение области применения люминесцентного метода в промышленности происходило в несколько этапов по мере совершенствования метода и аппаратуры для сортировки. Назовем основные этапы:

использование с целью обогащения концентратов отсадки в разведочных партиях и последующий перенос метода на обогащательные фабрики;

для доводки, наряду с жировым процессом, электрической и магнитной сепарацией;

вытеснение процесса обогащения в тяжелых средах.

При рентгенолюминесцентной сортировке алмазной руды на сепараторе бельгийской фирмы «Констракшинс электрик Шарлеуа» были получены следующие результаты.

Производительность сепаратора, кг/ч	5	5	0,6
Класс крупности, мм	$-10+4$	$-4+1,8$	$-1,8+0,8$
Выход хвостов, %	>90	97	97
Потери алмазов с хвостами, %	6	1	0,5—1

Совершенствование аппаратуры для люминесцентной сортировки позволило перейти к реализации в люминесцентных сепараторах поточно-порционного режима, что значительно повысило производительность сепараторов, а сам метод стал одним из основных при обогащении алмазосодержащего сырья.

На стадии промышленного освоения люминесцентной сортировки находится технология обогащения флюоритовых и шеелитовых руд.

Люминесцентное излучение флюорита имеет вид широкой полосы с максимумом излучения в области 432 нм. Результаты люминесцентной сортировки флюоритовых руд с различным содержанием вмещающего минерала-кальцита и различной вкрапленностью приведены в табл. 7.

Шеелитовые руды считаются весьма благоприятным объектом для люминесцентной сортировки из-за постоянства свечения шеелита в видимой части спектра с максимумом 420 нм. Хоро-

Т а б л и ц а 7. Результаты люминесцентной сепарации флюоритовой руды (по М. И. Лосьеву и Э. Г. Соколову)

Вкрапленность СаF ₂	Содержание СаF ₂ в пробе, %	Концентрат		Хвосты		Эффектив- ность сепара- ции, доли ед.	Вид сорти- ровки
		Вы- ход, %	Содер- жение СаF ₂ , %	Вы- ход, %	Содер- жение СаF ₂ , %		
Содержание кальцита 0,85—1,5%							
Крупная	9,8	69	13,8	31	1	0,69	ФЛ
Тонкая	29,4	69,6	36,6	30,4	13,1	0,47	ФЛ
Крупная	10,4	61,8	16,2	38,2	1	0,84	РЛ
Тонкая	30,2	84,6	32,8	15,4	1,6	0,81	РЛ
Содержание кальцита 44,6—62,7%							
Крупная	10,1	45,6	14,6	54,5	6,1	0,67	ФЛ
Тонкая	17	70,2	21,8	29,8	6	0,53	ФЛ
Крупная	9,8	63,9	13,7	37,1	3,2	0,70	РЛ
Тонкая	15,6	75,4	19,3	24,6	4,3	0,74	РЛ

П р и м е ч а н и е. ФЛ — фотолюминесцентная, РЛ — рентгенолюминесцентная сортировка.

ших результатов достигают при использовании фото- и рентгенолюминесцентной сортировки (табл. 8).

Исследования спектров люминесценции микроклина (калиевая разновидность), альбита (натриевая разновидность) и вмещающих минералов кварца, сподумена указывают на возможность рентгенолюминесцентной сортировки этих минералов.

Фотонейтронная сортировка. Приоритет в создании фотонейтронной сортировки принадлежит СССР. Данный метод предложен Г. В. Горшковым в 1937 г., а в 1966 г. было начато его промышленное применение с использованием отечественной аппаратуры.

Изотоп бериллия ^9Be отличается от большинства изотопов тем, что имеет очень низкий порог фотонейтронной реакции (1,665 МэВ), т. е. предел энергии гамма-квантов, за которым начинается испускание нейтронов (большинство других изотопов имеет порог в пределах 6—20 МэВ). Это обстоятельство и лежит в основе обогащения бериллиевых руд с помощью фото-ядерной реакции типа $^9\text{Be} + \gamma \rightarrow ^8\text{Be} + ^1_0\text{n}$, т. е. способности изотопа

Т а б л и ц а 8. Результаты фотолюминесцентной сортировки шеелитовой руды (по В. А. Мокроусову и В. А. Лилееву), %

Продукт	Выход	Содержание	Извлечение
Концентрат	32	1,48	77,7
Промпродукт	16,6	0,51	13,9
Хвосты	51,4	0,10	8,4
Исходная руда	100	0,61	100

бериллия ^9Be под воздействием гамма-излучения испускать нейтроны, превращаясь при этом в другой изотоп ^8Be .

В качестве источника излучения используют изотоп сурьмы ^{125}Sb с энергией гамма-квантов 1,693 МэВ, что обеспечивает значительную селективность фотонейтронной сортировки. При этом селективность не снижается в зависимости от типа руды. Процесс применим к бериллиевым, гентгельвиновым, фенакитовым и бертрандит-фенакитовым рудам. Результаты флотационного обогащения предварительно обогащенных и не обогащенных фотонейтронным способом руд (по В. А. Мокроусову) приведены ниже:

Руды	Гентгельвиновы бедные	Фенакит- бертранди- товые
Содержание BeO в руде, % . . .	0,177/0,177	0,8/0,77
Концентрат:		
содержание BeO , %	5,8/4,9	10,8/9,6
извлечение BeO , %	85,5/83	83/80
Содержание BeO в хвостах, % . . .	0,026/0,031	0,144/0,155

Примечание. В числителе приведены результаты для предварительно обогащенных, в знаменателе не обогащенных фотонейтронным способом руд.

Видно, что хвосты фотонейтронной сортировки крупных классов имеют меньшее содержание ценного компонента, чем флотационные хвосты.

При *нейтронно-активационной* сортировке используют различия в наведенной (искусственной) радиоактивности, возникающей при облучении руды потоком нейтронов. Основное отличие метода заключается в том, что вторичное излучение существует некоторое время после облучения. При облучении нейтронами активируются многие элементы, но основной вклад в генерируемое излучение вносится одним или несколькими изотопами, что и делает возможным реализацию данного процесса.

Нейтронно-активационный процесс в СССР нашел применение при крупнопорционной сортировке флюоритовых руд.

Для покусковой сортировки в СССР создана установка СО-2, в состав которой входят рудоподготовительное отделение, нейтронный размножитель СО-2М, пульт управления нейтронным размножителем и рудосортировочным отделением, сортировочное отделение, отделение готовой продукции, отделение контроля процесса и экспресс-опробования, отделение активационных анализов.

Нейтронный размножитель СО-2М — подкритическая ядерная сборка, в которой поддержание реакции деления ядер урана осуществляется при введении внешнего источника нейтронов.

В сортировочном отделении установлен сепаратор, производительность которого может меняться от 0,5 до 10 т/ч. Установка обеспечивает обогащение непосредственно по содержанию фтора, натрия, алюминия, ванадия, марганца, меди, вольфрама, хлора, бария, редкоземельных и других химических элементов.

Крупность кусков, обогащаемых на СО-2, составляет от 35 до 5 мм. При обогащении флюоритовой руды крупностью —35+25 мм с содержанием 34% CaF_2 получен концентрат с содержанием 44,5% CaF_2 при извлечении 90,7%. Выход хвостов составил 30,6%.

Широкое применение нейтронно-активационного метода сдерживается необходимостью использования нейтронных источников, имеющих высокую плотность нейтронов [10^7 — 10^9 нейтр/(см²·с)].

Процесс рентгенофлюоресцентной сортировки использует различия в интенсивности вторичного характеристического излучения. В зависимости от источника излучений выделяют гамма-флюоресцентный и рентгенофлюоресцентный способы. При использовании источников бета-излучения получают бета-флюоресцентный способ. Гамма- и рентгенофлюоресцентные способы позволяют определять содержание элементов с атомным номером от 20 до 74.

В настоящее время доказана возможность применения рентгенофлюоресцентного метода для сортировки оловянных, олововольфрамовых, вольфрамовых, свинцово-цинковых, медно-никелевых, кобальтовых, цезиевых, марганцевых руд, калийсодержащих пегматитов, слюд, и калийной соли.

Результаты обогащения некоторых полезных ископаемых рентгенофлюоресцентным методом приведены в табл. 9.

Рентгенофлюоресцентный способ может использоваться для крупнопорционной сортировки оловянных руд, для мелкопорционной и покусковой сортировки.

Мелкопорционная сортировка при массе порции 5—8 кг освоена в промышленных условиях на Хрустальненском ГОКе применительно к отмытому классу —100+20 мм. Класс —20+0 мм можно подвергать сортировке только при значительном уменьшении порции.

Таблица 9. Результаты обогащения проб руд рентгенофлюоресцентным методом (по данным ВИМСа), %

Руда, ценный компонент	Содержание в руде	Концентрат			Хвосты		
		Выход	Содержание	Извлечение	Выход	Содержание	Извлечение
Оловянная, Sn	0,187	50,5	0,297	80,2	49,5	0,075	19,8
Вольфрамовая, WO_3	0,232	54	0,37	86,1	46	0,07	13,9
Медно-никелевая, Ni	0,361	44,6	0,623	77	55,4	0,15	23
Кобальтовая, Co	0,167	18,1	0,832	90,2	81,9	0,02	9,8
Цезиевая, Cs	0,36	32	0,912	81,1	68	0,1	18,9
Марганцевая (окисная):							
окисные минералы	12,4	13,7	88,4	97,9	86,3	0,3	2,1
карбонатные минералы	87,6	13,7	11,6	1,8	86,3	99,7	98,2

Абсорбционная сортировка использует различие в ослаблении излучения при его прохождении через куски породы и ценного компонента. В зависимости от используемых излучений выделяют гамма-абсорбционный, нейтронно-абсорбционный, рентгеноабсорбционный, фотоабсорбционный методы. При использовании каждого из этих методов встает вопрос о компенсации (исключении) влияния размеров куска на интенсивность прошедшего излучения.

Гамма-абсорбционный способ предложен в 1956 г. В. Д. Горшко для обогащения углей. Универсальность этого метода позволяет применить его к сортировке железных, хромовых, ртутных, сурьмяных, сурьмяно-ртутных, свинцовых руд.

При обогащении железных руд ставится задача получения крупнокускового сырья (+30 мм) для мартеновского производства. Ослабление влияния крупности разделяемых кусков при гамма-абсорбционном методе сортировки железных руд достигается за счет выделения классов крупности —250+100; —100+50; —50+25 мм и применения в качестве источников излучения изотопов америций-241, кадмий-153, кобальт-57, имеющих активность соответственно $55,5 \cdot 10^{10}$; $74 \cdot 10^{10}$ и $126 \cdot 10^{10}$ с⁻¹. Оптимальная производительность по узким классам крупности составила соответственно 24; 17,5 и 2 т/ч.

Сортировку класса —250+100 мм вели на сепараторе РС-2Ж транспортного типа с встроенным в ведомый барабан счетчиком излучения. Для класса —100+50 мм разработан сепаратор РСК-4.

Доказана возможность применения гамма-абсорбционной сортировки хромовой руды на сепараторе РС-2Ж, при этом получены концентрат с содержанием 55,7% Cr_2O_3 и хвосты с содержанием 18,25% Cr_2O_3 .

Нейтронно-абсорбционная сортировка может применяться для обогащения борных, литиевых руд, содержащих кадмий, а также редкоземельных руд крупностью —200+25 мм. В настоящее время используется в основном для обогащения борных руд. Возможность осуществления сортировки борных руд обуславливается тем, что ослабление потока тепловых нейтронов в результате захвата, рассеяния и замедления их ядрами бора на несколько порядков выше, чем у порообразующих элементов борных руд. Кроме того, значительная часть отечественных борных руд представлена бедными среднесортными труднообогащаемыми рудами, а расширение сырьевой базы бора идет за счет вовлечения в переработку руд, которые не могут успешно обогащаться традиционными методами. Нейтронно-абсорбционная сортировка обеспечивает высокие показатели (табл. 10) и хорошо согласуется с последующими процессами обогащения (в тяжелых средах и флотацией).

Производительность нейтронно-абсорбционного метода может быть повышена при использовании разработанного в ВИМСе эстафетного метода к определению сорта частиц, обес-

печивающего увеличение скорости продвижения частицы без снижения точности определения.

Себестоимость обогащения 1 т руды нейтронно-абсорбционным методом не превышает 0,8 руб.

Фотоабсорбционный метод сортировки применим к отделению прозрачных минералов от непрозрачных, например прозрачного кварца, исландского шпата от непрозрачных минералов пустых пород.

Фотометрическая сортировка. При фотометрической сортировке используются особенности разделяемых компонентов в

Т а б л и ц а 10. Результаты нейтронно-абсорбционной сортировки борных руд, %

Руда	Содержание в исходной руде B_2O_3	Концентрат			Хвосты		
		Выход	Содержание B_2O_3	Извлечение	Выход	Содержание B_2O_3	Извлечение
Датолит-гранатовая	5,3	69*	7,1	92,4	31,0	1,3	7,6
Данбуритовая	3,9	31	8,8	70	69	1,7	30
забалансовая	8,23	73,5	10,2	91,1	26,5	2,8	8,9
Данбуритовая							

* Выход концентрата приведен вместе с необогащаемым отсевом.

видимой части спектра, визуально проявляющиеся для наблюдателя при отражении излучения от куска в различии цвета, блеска, прозрачности минералов. При приборном определении сорта кусков различия проявляются в коэффициентах отражения на выбранной длине волны или нескольких волн, в характере отражения, диффузном или зеркальном, в коэффициенте рассеяния или пропускания прозрачных минералов.

Особенности фотометрической сортировки, ее широкие возможности и применение объясняются двумя причинами:

все минералы описаны геологами с использованием категорий цвета, прозрачности, блеска, т. е. вторичных свойств, являющихся весьма стабильными признаками. Это создает редкие возможности по контролю процесса сортировки, его имитации и при необходимости реализации без приборных средств;

видимая часть спектра наиболее изучена, имеет широкий диапазон технических средств излучения, приема, коммутации излучения, выделения узких участков спектра, тонкой фокусировки излучения, выделения направленно-отраженного (зеркального) или диффузно-отраженного излучения, выделения излучения с той или иной плоскостью поляризации.

К настоящему времени накоплен большой опыт конструирования фотометрической аппаратуры, позволяющей обогащать материалы крупностью от 3 (1) до 300 мм; имеется высокопроизводительная аппаратура, реализующая сортировку в моно-слойном рассредоточенном потоке кускового материала значительной ширины, позволяющая определить включения диаметром до 1 мм. Значительный отечественный и зарубежный опыт накоплен в разработке и освоении технологии фотометрического обогащения различных полезных ископаемых. Установлено, что

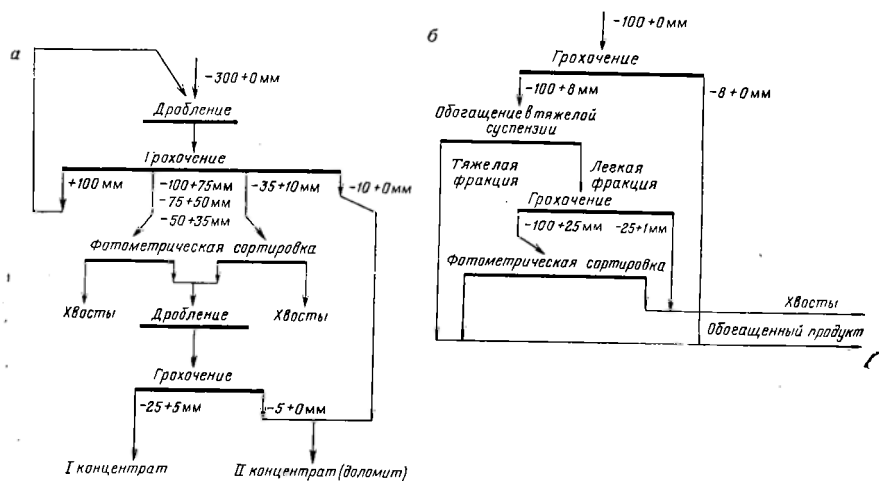


Рис. 25. Схема фотометрической сортировки доломитовой руды Щелковского месторождения (а) и оловосодержащей руды с обогащением в тяжелых средах (б)

этот процесс пригоден для выделения драгоценных камней, например изумрудов, при обогащении дешевого огнеупорного сырья или производительности 3—4 млн. т в год предприятие «Еракини», Греция). Показана возможность использования фотометрической сепарации для руд цветных, черных, благородных, редких, радиоактивных, нерудных полезных ископаемых, горнохимического сырья, горючих полезных ископаемых.

Результаты фотометрической сортировки некоторых руд приведены в табл. 11.

Чаще всего фотометрическая сортировка включается в схему обогащения узких классов крупности после операций грохочения (рис. 25,а), иногда с дораскрытием сростков в крупных кусках.

Предлагаются комбинированные схемы фотометрического и гравитационного обогащения (рис. 25,б).

Электрометрическая сортировка использует различия в электрических свойствах разделяемых кусков и является но-

Таблица 11. Результаты фотометрической сортировки

Исходная руда	Класс крупности, мм	Контролируемый компонент	Концентрат			Хвосты		
			Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Золотосодержащая рядовая	—120+75	Au	20,5	2,64*	53,4	10,5	0,08	—
	—75+50	Au	21,5	1,2*	25,6	15,5	0,09	—
	—50+32	Au	13,5	1*	14	18,5	0,26	—
	—120+32	Au	55,5	1,65*	93	44,5	0,13	7
Убогая золотосодержащая	—	Au	5,6	7,3	76,42	94,4	0,13	23,58
Олово-вольфрамовая	—	Sn	38	0,33**	75	62	0,067	25
	—	WO ₃	38	0,68	79	62	0,011	21
Доломиты Щелковского месторождения	—	SiO ₂	65,1	0,91	43,2	2,7	28,8	56,8

* Содержание приведено в отн. ед.

** Содержание в г/т.

вым методом. При электрометрической сортировке используют различия в электрической проводимости и диэлектрической проницаемости минералов. В СССР активно исследуется бесконтактный способ измерения проводимости с помощью радиодиапазона, так называемый радиорезонансный способ. Показано наличие благоприятных условий для сортировки данным методом руд черных металлов (магнетитовых, титано-магнетитовых, мартитовых), руд цветных металлов (свинцовых, свинцово-цинковых, оловянных, медно-никелевых, вольфрамовых), редких металлов (табл. 12).

Т а б л и ц а 12. Результаты обогащения проб руды радиорезонансным способом (по В. А. Мокроусову, В. А. Лилееву), %

Руда, контролируемый компонент	Содержание в исходной руде	Концентрат			Хвосты		
		Выход	Содержание	Извлечение	Выход	Содержание	Извлечение
Никелевая, Ni	1,34	79,2	1,65	97,3	20,8	0,18	2,7
Вольфрамо-оловянная:							
WO ₃	0,10	42,87	0,18	76,51	57,13	0,04	23,49
Sn	0,21	42,87	0,4	82,97	57,13	0,06	17,03

Электрометрическая сортировка при контактном измерении сопротивления куска реализована в кондуктометрическом сепараторе M10 фирмы «Ор Сортер». Результаты испытаний различных руд на этом сепараторе приведены в табл. 13. Эти данные говорят о перспективности использования электрометрической сортировки.

Комбинирование различных методов сортировки. Разнообразие физических свойств, используемых при различных методах сортировки, благоприятствует решению некоторых технологических задач. Так, например, в ВИМСе установлена возможность выделения из комплексной вольфрамовой руды технологических разновидностей (силикатно-шеелитовой, сульфидно-шеелитовой), используя различия в проводимости и люминесценции.

Различия в проводимости сульфидно-шеелитовой и силикатно-шеелитовой разновидностей вольфрамовой руды использованы для получения сульфидно-шеелитового продукта (рис. 26,а), а силикатно-шеелитовая разновидность отделяется от породной составляющей с помощью рентгенолюминесцентной сортировки.

Исследования поллуцитсодержащих руд показывают, что они благоприятны для обогащения фотометрической и гамма-абсорбционной сортировкой. Так, фотометрическая сортировка позволяет выделить амфибол (темноцветный минерал) в отвальные хвосты, а в концентрат — светлые минералы: поллуцит, поле-

Т а б л и ц а 13. Результаты обогащения руд на кондуктометрическом сепараторе М10 (по Б. С. Лагову)

Место проведения испытаний	Руда	Класс крупности, мм	Выход концентрата, %	Извлечение, % (от операции)					
				Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Ni
Южная Америка	Полиметаллическая	—76+19	60,5	94	92,8	86,8	94,3	—	—
	То же	—52+19	16,5	97,2	97,2	88,4	94,5	—	—
Австралия	Медная комплексная	—203+9	61,6	—	—	98,9	—	98	—
	Медно-никелевая	—107+19	74,4	—	—	97,5	—	—	97,9
Канада	Хвосты магнетитовой фабрики	—	11	—	—	70	—	—	—

вой шпат, кварц, сподумен. Гамма-абсорбционная сепарация позволяет выделить поллуцитовый продукт и неполлуцитовую редкометалльную руду (рис. 26,б).

Отдельные примеры комбинирования различных методов сортировки указывают на перспективность такого подхода, и, по-видимому, в будущем комбинирование различных методов будет осуществляться в одном сепараторе.

Технико-экономические показатели сортировки. Рассмотрим основные факторы, которые следует учитывать при расчете ожи-

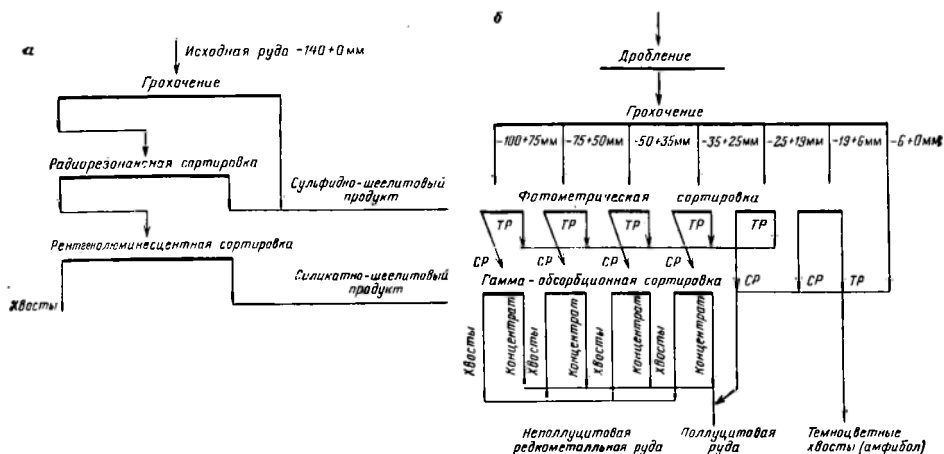


Рис. 26. Комбинированные схемы сортировки комплексной вольфрамовой руды (а) и поллуцитсодержащей руды (б); СР — светлая разновидность; ТР — темная разновидность

даемой эффективности. При сортировке следует учитывать следующее:

улучшаются показатели или увеличивается длительность деятельности предприятия;

появляется возможность обогащения ранее не обогащаемых полезных ископаемых;

становится возможным получение продуктов с новыми потребительскими свойствами, например прозрачного кварца в крупнокусковом виде, прозрачного галита из силвинитов и т. д.

Чаще всего эффект введения сортировки проявляется комплексно.

Введение операций сортировки в связи с вовлечением в переработку забалансовых руд продлевает срок эксплуатации месторождения, а использование сортировки в подземных условиях позволяет снизить разубоживание, уменьшить затраты на транспортирование и создает предпосылки для частичного заполнения выработанного пространства.

Применительно к обогатительной фабрике сортировка дает возможность:

выделить типы руд, переработка которых по отдельным схемам оказывается более экономичной;

вывести в отвальные хвосты часть исходного продукта, что снижает затраты на получение 1 т готового продукта и может обеспечить повышение производительности фабрики;

применить более простые процессы дальнейшей переработки обогащаемого продукта;

снизить затраты на подготовку за счет вывода хвостов в крупнокусковом виде;

уменьшить загрязнение окружающей среды токсичными веществами, например флотореагентами.

Затраты на освоение определяются многими факторами. Примерный уровень капитальных и эксплуатационных затрат для методов сортировки можно оценить по показателям действующих предприятий, перерабатывающих различные полезные ископаемые (табл. 14).

Т а б л и ц а 14. Себестоимость обогащения материала при сортировке

Сепаратор	Класс крупности, мм	Стоимость сепаратора, дол.	Себестоимость обогащения 1 т материала, дол.
<i>Фирма «Гансонс Сортекс лимитед» (Великобритания)</i>			
621M	—19+6	11 000	0,13—0,86
711M	—51+19	32 000	0,1—0,37
811M	—152+51	48 000	0,04—0,22
962M	—19+2,8	—	0,1—0,7
XR21	—9,5+1,2	—	3,25—6,5
XR11	—32+2,8	—	0,19—0,97
<i>Фирма «Ор Сorter» (Канада)</i>			
M6	—254+51	—	0,15
M10	—254+19	—	0,08
M13	—32+10	140 000	0,075
M16	—150+20	3 000 000*	0,203

* Стоимость фабрики при 5 сепараторах M16.

Себестоимость обогащения радиоактивных руд методом сортировки составляет 0,4—1,12 руб/т перерабатываемой руды или 1,6—2 руб/т выводимых из процесса хвостов. При сопоставлении предстоящих затрат с ожидаемыми экономическими показателями становится возможным принять обоснованное решение о включении операций сортировки в процесс обогащения.

§ 11. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ РАБОТЕ С СОРТИРУЮЩЕЙ АППАРАТУРОЙ

Особенностями аппаратуры для сортировки являются повышенная скорость транспортирования кускового материала (до 5 м/с), изменение траектории движения путем резкого перемещения шиберов и траектории движения кусков материала пневматическими клапанами, использование напряжений свыше 1000 В и применение источников проникающих излучений.

Повышенная опасность требует более квалифицированного обслуживания, чем на обогащательных фабриках, использующих традиционные процессы обогащения. При эксплуатации сортирующей аппаратуры необходимо применять ограждение узлов аппаратуры, создающих повышенную опасность. Снижения уровня шума в помещениях достигают путем изоляции сортирующей аппаратуры в отдельных помещениях, применением шумопоглощающих экранов, защитой органов слуха работающих защитными наушниками.

Снижения запыленности достигают за счет сортировки материала во влажном состоянии, а при сортировке сухого материала применяют системы аспирации и средства индивидуальной защиты органов дыхания.

Электробезопасность персонала достигается при строгом соблюдении Правил устройства электроустановок.

Проникающие излучения (гамма-, нейтронное, рентгеновское) требуют принятия мер радиационной безопасности. Радиационная безопасность обслуживающего персонала и проживающего вблизи обогащательной фабрики населения достигается при выполнении следующих условий:

- создание и использование защитных экранов;
- защита расстоянием;
- защита временем;
- систематический контроль мощности излучений.

Определяющим является создание защитных экранов при проектировании аппаратуры и ее установке. Эта работа ведется в строгом соответствии с основными санитарными требованиями при работе с радиоактивными веществами и другими источниками ионизирующих излучений. Защитный комплекс, кроме того, предусматривает применение ручных или автоматических манипуляторов, например, для загрузки и выгрузки источника излучения и приведения его в рабочее состояние.

Контроль уровня радиации достигается использованием дозиметрической аппаратуры, которой оборудуются помещения. В качестве дозиметров гамма- и рентгеновского излучений используют микрорентгенметры МРП-1, радиометр СРП-2. Нейтронное излучение контролируют радиометрами ДН-1А или «Мидия». Все виды проникающих излучений контролируются универсальными дозиметрами РУП-1, РУС-7. Обслуживающий персонал снабжается индивидуальными средствами контроля.

ОБОГАЩЕНИЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭФФЕКТОВ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ КУСКОВ РАЗДЕЛЯЕМЫХ КОМПОНЕНТОВ С РАБОЧЕЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ СЕПАРАТОРА

§ 12. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В группу процессов обогащения полезных ископаемых, использующих различия в эффектах взаимодействия кусков разделяемых компонентов с рабочей поверхностью сепаратора, входят обогащение по упругости, трению, форме, термоадгезионная сепарация, методы, в основу которых положена комбинация нескольких эффектов взаимодействия с рабочей поверхностью.

Разделительный процесс в данной группе методов идет с использованием объемных или поверхностных свойств в одну операцию. К факторам, влияющим на процесс разделения, относят изменение формы разделяемых кусков, содержание сростков, влажность минерала.

Управление свойствами сепарируемого материала сводится к выделению узкого класса крупности, подсушке материала в необходимых случаях. В реальных обогатительных машинах управление свойствами рабочей поверхности сепаратора ограничено. Так, например, можно управлять углом наклона рабочей поверхности, частотой вращения, коэффициентом трения кусков материала о рабочую поверхность, путем смачивания, изменением частоты или амплитуды вибраций рабочей поверхности, точкой подачи материала и др.

Процессы обогащения, объединенные в данную группу, в настоящее время находят применение для получения высококачественных заполнителей для бетона из неравнопрочных пород, кондиционных продуктов из слюдосодержащего сырья и некоторых других целей.

Развитие и перспективы рассматриваемой группы методов разделения связывают с совершенствованием теории процессов, новыми способами направленного изменения свойств рабочей поверхности сепараторов.

§ 13. ОБОГАЩЕНИЕ ПО УПРУГОСТИ

Обогащение с использованием различий в упругости компонентов основано на взаимодействии разделяемых частиц с рабочей поверхностью сепаратора, имеющей постоянные свойства. В качестве такой поверхности чаще всего выступает плита, а эффект взаимодействия проявляется при соударениях частиц с плитой. Для ударного взаимодействия требуется сообщение соударяю-

щимся телом определенной кинетической энергии, т. е. скорости. Это условие выполняется в среде с малой плотностью и вязкостью. В практике такой средой является воздушная, что позволяет относить процесс обогащения по упругости к разделу «сухих» процессов.

Способ может использоваться в тех случаях практики, когда разделение по упругости приводит к концентрации в том или ином продукте частиц с определенными свойствами, например по содержанию ценного компонента, по содержанию более прочных частиц.

Разделение по упругости объясняют с позиций классической теории удара, при этом рассматривают удар частицы идеализированной формы (шара) о горизонтально (а) или наклонно (в) установленную плиту (рис. 27).

Выделяют следующие фазы процесса:

движение частицы к плите;

удар частицы о плиту и смятие частицы и плиты при ударе;

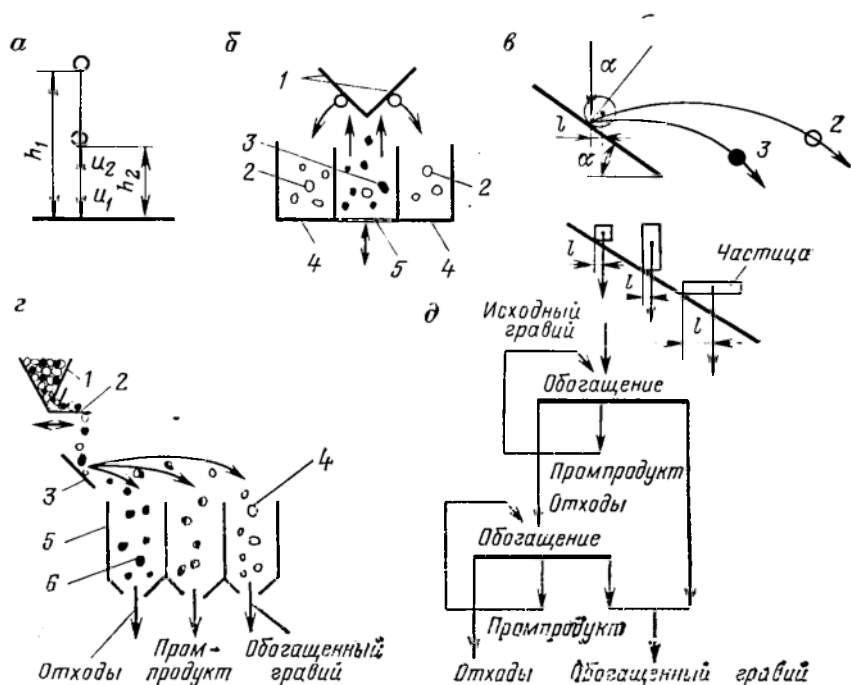


Рис. 27. Обогащение по упругости:

а — траектория движения частицы шарообразной формы при отражении ее от горизонтальной плоскости; б — схема вибрационного сепаратора с подвижной рабочей поверхностью для обогащения по упругости; в — траектория движения частицы при отражении ее от наклонной плоскости; г — схема сепаратора с неподвижной рабочей поверхностью для обогащения гравия; д — технологическая схема обогащения гравия на карьере «Сойо» (США)

восстановление формы частицы и плиты и сообщение кинетической энергии частице;

движение частицы от плиты.

Движение частиц к плите может быть организовано путем свободного падения с заданной высоты или с помощью метателя. При свободном падении направление движения частиц определено, запасаемая энергия дозируется изменением высоты падения, и этому способу отдается предпочтение. В момент касания о плиту частица достигает скорости u_1 .

Вторая фаза длится от момента касания частицы о плиту до момента падения скорости частицы при ударе до нуля. При этом как частица, так и плита испытывают как упругие, так и пластические деформации. Смятие происходит до тех пор, пока действующая сила превышает силу сопротивления материала частицы или плиты, но так как сила, с которой частица воздействует на плиту, носит импульсный характер и при достижении скорости, равной нулю, становится равной весу частицы, то наступает момент, когда силы упругой деформации превышают силу тяжести, действующую на частицу. Этот момент и является началом третьей фазы.

Восстановление формы частицы и плиты идет за счет упругих деформаций. В конце третьей фазы частица приобретает скорость, равную u_2 , и отрывается от плиты. При прямом центральном ударе частицы о горизонтальную плиту (см. рис. 27, а) вектор скорости u_2 прямо противоположен вектору скорости u_1 .

Отношение $k_b = u_2/u_1$ получило название коэффициента восстановления скорости. Принимая, что сообщение частице скорости осуществлялось за счет свободного падения с высоты h_1 и что подъем частицы над плитой определяется скоростью частицы в момент отрыва от плиты, запишем:

$$u_1 = \sqrt{2gh_1}; \quad u_2 = \sqrt{2gh_2},$$

где h_1 — высота сбрасывания частицы на плиту; h_2 — высота подъема частицы над плитой; g — ускорение свободного падения.

Тогда

$$k_b = u_2/u_1 = \sqrt{2gh_2}/\sqrt{2gh_1} = \sqrt{h_2/h_1}.$$

В зависимости от физических свойств разделяемых компонентов k_b может изменяться от 1 до 0.

Различия в коэффициентах восстановления скорости компонентов полезного ископаемого при прямом центральном ударе частиц о разделяющую поверхность использовано в вибрационном сепараторе (см. рис. 27, б). Сепаратор представляет собой трехсекционный короб, днище центральной части которого выполнено из упругой сетки 5, играющей роль разделяющей поверхности. Над центральной секцией короба установлен уголкового отражатель 1. При сообщении вибраций сепаратору и подаче пи-

тания на упругую сетку куски 2, имеющие большую упругость, достигают уголкового отражателя и, отражаясь от него, попадают в приемники 4. Куски 3 полезного ископаемого, имеющие малую упругость, поднимаются на меньшую высоту и, не достигая уголкового отражателя 1, остаются в центральной секции сепаратора и разгружаются на сходе с нее. Результаты сепарации зависят не только от взаимодействия кусков с упругой сеткой, но и с уголковым отражателем.

Другой вариант использования эффектов ударного взаимодействия частиц полезного ископаемого с плитой получают при сбрасывании их с некоторой высоты на наклонно установленную плоскость (см. рис. 27,в). При этом частицы 2 большей упругости получают большую скорость, движутся по более пологой траектории и пролетают большее расстояние, а частицы 3 с пониженной упругостью получают меньшую скорость, движутся по крутой траектории и падают ближе от точки соударения.

Зависимость дальности отскока частиц крупностью 20 мм от прочности материала (по Н. К. Тимченко) приведена ниже.

Материал	Известняк	Метаморфическая порода	Кремень	Гранит средней прочности	Известняк	Известняк
Прочность, МПа	20	—	—	—	60	80
Дальность отскока, %	25	44	60	66	100	100

Примечания: 1. За 100% отскока принимают отскок известняка прочностью 60 МПа. 2. Среднее квадратическое отклонение дальности отскока составляет 30—50%.

Основной причиной значительного рассеяния дальности отскока является неправильная форма кусков, приводящая к косому удару, при котором центр тяжести частицы смещен от вертикальной линии, проведенной в месте соприкосновения частицы и плиты, на величину l (см. рис. 27,в). Это снижение приводит к увеличению угла α между касательной к траектории движения частицы в точке удара и нормалью к плите в этой же точке, что вызывает уменьшение дальности отскока.

Большая дисперсия дальности отскока частиц позволяет применять этот метод только для разделения компонентов, имеющих значительное отличие в прочности. Более эффективным обогащением по упругости оказывается для материалов, имеющих округлую форму, например для гравия.

Схема сепаратора для разделения по упругости представлена на рис. 27,г. В этом сепараторе исходный материал с бункера 1 по вибропитателю 2 монослоем подают на плиту 3, отражаясь от которой, частицы 4 и 6 попадают в приемники продуктов разделения 5.

На рис. 27,д приведена схема обогащения гравия на одном из карьеров США.

Низкое качество продуктов разделения вынуждает промпродукт каждой операции возвращать в начало процесса. Перечистка хвостов первой операции обогащения позволяет доиз-

влекать гравий. Обогащение по упругости применяется на нескольких карьерах США для обогащения гравия. Осваивается названный процесс в ПНР для сортировки гравия. Известно о применении обогащения по упругости для отделения щебня от глины с подачей исходного материала на периодически смачиваемую водой поверхность вращающегося диска.

§ 14. ОБОГАЩЕНИЕ ПО ТРЕНИЮ

Использование процесса обогащения по трению целесообразно только при значительных различиях разделяемых компонентов в коэффициентах трения. Процесс ведется в предположении, что коэффициент трения компонентов связан с показателем качества.

Обогащение по трению осуществляется в две стадии:

взаимодействие материала с поверхностью в целях селективного изменения параметров движения разделяемых частиц; выделение из потока материала частиц с заданными параметрами движения.

Требование взаимодействия с поверхностью каждой частицы приводит к организации процесса в монослойном потоке. При этом возможны варианты взаимодействия материала: с неподвижной, подвижной и вибрирующей поверхностью.

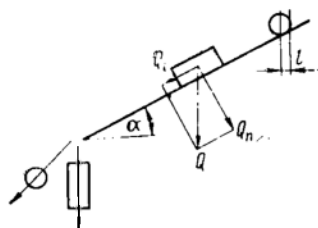


Рис. 28. Силы, действующие на частицу, при движении по наклонной плоскости

Вторая фаза процесса разделения компонентов осуществляется с использованием различий в траекториях, скорости или направлении движения разделяемых компонентов и может осуществляться как на рабочей поверхности, так и в условиях свободного падения.

Взаимодействие частиц горных пород с рабочей поверхностью сепаратора проявляется в трении. Мерой этого взаимодействия является коэффициент трения f . Сила тяжести частицы Q на наклонной плоскости может быть разложена на две составляющие: продольную Q_t (скатывающую, тангенциальную) и нормальную составляющую Q_n (рис. 28), определяемые по выражениям:

$$Q_t = Q \sin \alpha; \quad Q_n = Q \cos \alpha.$$

Из условия покоя частицы можно записать

$$Q_t = f Q_n, \text{ или } Q_t - f Q_n = 0.$$

Для перемещения тела по плоскости следует приложить силу $P = Q_t - f Q_n$, и, подставляя значения Q_t и Q_n получим:

$$P = Q \sin \alpha - f Q \cos \alpha = Q (\sin \alpha - f \cos \alpha).$$

В момент начала движения частицы $P=0$, и тогда

$$Q \sin \alpha = fQ \cos \alpha,$$

откуда

$$f = \sin \alpha / \cos \alpha = \operatorname{tg} \varphi,$$

т. е. коэффициент трения покоя есть тангенс такого угла наклона φ , при котором начинается движение частицы по плоскости. Тело скользит по плоскости, когда угол наклона α плоскости превышает угол трения φ данной частицы по материалу плоскости, т. е. когда $\alpha \geq \varphi$.

Коэффициент трения покоя зависит от свойств взаимодействующих тел, например шероховатости поверхности частицы и плиты, формы частицы. Форма частицы существенно сказывается на коэффициенте трения из-за изменения режима взаимодействия. Так, плоские частицы скользят по наклонной плоскости, а округлые катятся, и коэффициенты трения в этих режимах взаимодействия существенно различны, что и может быть использовано для обогащения по этому признаку. Выделяют также промежуточный режим, когда частица одновременно скользит и перекачивается. Режим может наблюдаться для частиц, близких к многогранникам.

Для разделения компонентов по скорости движения разделимым компонентам необходимо сообщить различные скорости схода с плоскости и, следовательно, различные траектории их движения после схода с плоскости. Скорость в момент схода с плоскости при длине пути движения частицы по плоскости L , угле наклона плоскости α , коэффициенте трения f и весе частицы Q может быть определена с использованием известных формул:

$$P = mg_0; \quad v = g_0 t; \quad t = \sqrt{2L/g_0}; \quad L = g_0 t^2 / 2,$$

где m — масса частицы; g_0 — ускорение частицы; v — скорость частицы; t — время движения частицы; L — путь, пройденный частицей.

Ускорение $g_0 = P/m$, и, подставляя значение силы, действующей на частицу, получим:

$$g_0 = (Q \sin \alpha - f \cos \alpha) / m = Q (\sin \alpha - f \cos \alpha) / m.$$

Известно, что

$$Q/m = g,$$

где g — ускорение свободного падения.

Тогда

$$g_0 = g (\sin \alpha - f \cos \alpha);$$

$$v = g_0 t = g_0 \sqrt{2L/g_0} = \sqrt{2Lg_0},$$

или

$$v = \sqrt{2Lg (\sin \alpha - f \cos \alpha)}. \quad (4)$$

Таким образом, скорость на сходе с наклонной плоскости определяется коэффициентом трения частицы о плоскость (f), углом наклона плоскости α и длиной разгонного участка плоскости (L).

Частицы, имеющие шарообразную или близкую к ней форму, будут находиться под воздействием опрокидывающего мо-

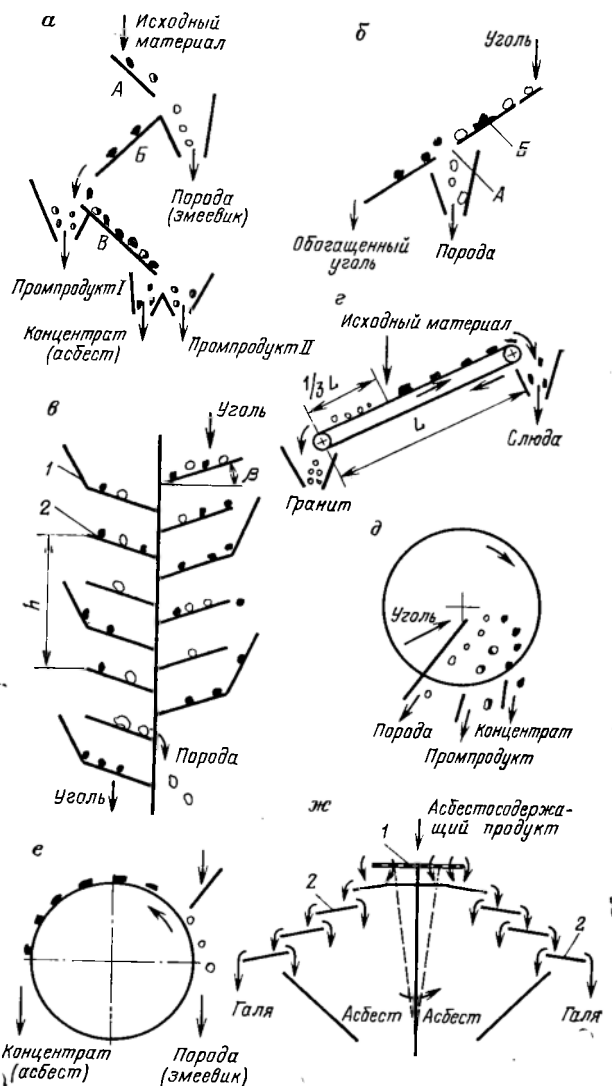


Рис. 29. Схемы сепараторов для обогащения по трению:

а — сепаратор с неподвижной рабочей поверхностью «Горка»; б — плоскостной с отражателями и щелями; в — винтовой; г — ленточный; д — дисковый; е — барабанный; ж — вибрационный

мента, равного произведению веса частицы на расстояние l между вертикальными линиями, проведенными в центре тяжести частицы и в точке контакта с поверхностью, что приводит к качению их по плоскости (см. рис. 28). Выражение (4) для определения скорости частиц на сходе с наклонной плоскости получено для коэффициента трения покоя. Скорость же определяется коэффициентом трения движения, что приводит к увеличению реальной скорости движения по сравнению с расчетной, но тем не менее на сходе с наклонной плоскости скорости частиц, имеющих различные f , будут различными, что приводит к изменению траекторий движения частиц после схода с плоскости (см. рис. 28).

Обогащение с использованием различий в коэффициентах трения может проводиться на аппаратах с неподвижной, движущейся, вибрирующей и комбинированной рабочей поверхностью.

Аппараты с неподвижной рабочей поверхностью. На рис. 29,а представлен сепаратор типа «Горка». Сепаратор содержит наклонные плоскости A , B , B , угол трения разделяемых компонентов о которые соответственно для асбеста и породы (змеевика) составляет: $\varphi_a = 38-40^\circ$, $\varphi_z = 17-27^\circ$, ($f_a = 0,86$ и $f_z = 0,3-0,5$). При движении монослоем по плоскости A выделяют чистую породную составляющую, на плоскостях B и B — промпродукты и концентрат.

Для обогащения углей применяют плоскостные сепараторы с отражателем и щелями (рис. 29,б). Угольные частицы из-за округлой формы и меньшего, чем у породных частиц, угла и коэффициента трения разгоняются до больших скоростей и при помощи отражателей B перелетают через щель A и движутся дальше по наклонной плоскости. Породные частицы перемещаются по наклонной плоскости и отражателю B с меньшей скоростью и разгружаются в щель A , образуя породную фракцию.

Отражатели B и щели A размещают в шахматном порядке по наклонной плоскости.

Известны сепараторы трения (рис. 29,в), содержащие винтообразнорасположенные сортировочные 2 и сборные 1 желоба. Шаг винтовой линии у тех и других желобов постоянный и равен h . Угол установки спирального желоба равен β и обеспечивает сбрасывание угольных частиц в сборный желоб за счет избирательного их отклонения под действием центробежных сил. Производительность винтового сепаратора Q (т/ч) определяется по формуле

$$Q = 3600 i \mu \gamma v a b,$$

где i — число сортировочных желобов; μ — коэффициент разрыхления материала (0,3—0,6); γ — плотность материала, т/м³; v — скорость движения материала ($v = 0,5-1$ м/с); a — толщина движущегося слоя, м; b — ширина движущегося слоя, составляющая $1/2-1/3$ ширины спирали, м.

Техническая характеристика винтовых сепараторов трения приведена ниже.

Высота сепаратора, мм . . .	3700	3500	3400	3400
Наружный диаметр, мм . . .	1750	1650	1550	1450
Производительность, т/ч . . .	8—12	5—8	4—5	3—4
Класс крупности, мм . . .	—125+80	—80+50	—50+25	—25+10
Масса сепаратора, т . . .	1,2	1	0,8	0,7

Обычно шаг спиральных желобов составляет 0,7—0,9 м, т. е. сепаратор содержит 3—3,5 полных витка при высоте до 3,5 м.

Достоинство сепараторов с неподвижной рабочей поверхностью заключается в отсутствии движущихся узлов и возможности визуального контроля процесса.

К недостаткам сепараторов трения относят значительную истираемость материала, трудность получения стабильных результатов и невозможность выдачи кондиционных продуктов.

К аппаратам с *движущейся рабочей поверхностью* относят ленточные, дисковые и барабанные сепараторы трения.

Особенностью ленточного сепаратора трения (рис. 29,з) является то, что разделяемые компоненты движутся в противоположные стороны. Округлые скатываются вниз от точки загрузки, а плоские поднимаются лентой и разгружаются в верхней точке. Точку загрузки размещают на $\frac{1}{3}$ длины ленты от ее нижнего края. Этот сепаратор может быть использован при отделении гранита от слюды.

В дисковом сепараторе (рис. 29,д) интенсификация процесса разделения достигается за счет использования центробежных сил. Увеличение производительности получают при установке нескольких дисков друг над другом. Вал, на котором размещены диски сепаратора, может изменять угол наклона в пределах 10—20°, что позволяет создавать наклон дисков и управлять процессом разделения. Модуль шкалы классификации обогащаемого материала для дисковых сепараторов не должен превышать 2. Фрикционные дисковые сепараторы применяют для обогащения сухого узкоклассифицированного обеспыленного материала с небольшим содержанием сростков.

Техническая характеристика дисковых сепараторов трения приведена ниже.

Класс крупности, мм . . .	—125+50	—50+25	—25+12
Частота вращения диска, мин ⁻¹	150	100	60
Производительность сепаратора (т/ч) в зависимости от диаметра диска (м):			
1	10	6,5	4—5
1,5	13—15	10—12	—
Мощность привода, кВт . . .	1,5	1,5	1,5

К недостаткам дисковых сепараторов относят значительное истирание материала, чувствительность к составу и нагрузке, необходимость тщательного надзора и регулировки.

В барабанном сепараторе трения (рис. 29,е) движение продуктов разделения аналогично движению их на ленточном сепараторе. Чтобы увлечь агрегаты асбеста с барабаном, необходимо, чтобы сила трения была больше касательной составляющей силы веса этого зерна в точке подачи материала.

Кроме описанных сепараторов в лабораторных условиях для обогащения асбестовых руд применяют *сепаратор трения с вибрирующей поверхностью*, представляющей собой плоскость, устанавливаемую под разными углами в продольном и поперечном направлениях, причем плоскости сообщаются направленные вибрации. На лабораторном вибрационном сепараторе трения можно также обогащать слюдосодержащие продукты.

Предпринимаются попытки существенного улучшения характеристик сепараторов трения. Так, на рис. 29,ж представлена конструкция вибрационного сепаратора трения, который позволит повысить производительность сепараторов трения. Отличительной особенностью вибрационного сепаратора является подача материала на перфорированный диск 1, служащий для дезинтеграции, распределения продукта и разделения по трению распушенного асбеста и породы на кольцах 2 увеличивающегося диаметра, обеспечивающих многократное проведение контрольных операций обогащения и образующих ступенчато-коническую поверхность. Разделение идет под воздействием круговых вибраций колец 2.

§ 15. КОМБИНИРОВАННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ПО ТРЕНИЮ И УПРУГОСТИ

Комбинирование свойств, используемых при обогащении, позволяет расширить границы применения способа. Так, при получении прочного щебня для производства высокомарочных бетонов из неравнопрочных известняковых пород применяют способ обогащения, использующий различия в коэффициенте восстановления скорости и коэффициенте трения разделяемых компонентов.

При изучении свойств известняков установлено, что с увеличением их прочности коэффициент трения (1) о плиту существенно снижается, а коэффициент восстановления скорости K_v (2) повышается (рис. 30,а). Эти зависимости были положены в основу сепаратора для обогащения неравнопрочных известняков по упругости и трению.

Сепаратор Н. К. Тимченко (рис. 30,б) состоит из бункера-питателя 1, из которого материал поступает в стабилизатор траектории 2, позволяющий смещать точку подачи материала на барабан 3 относительно его оси на величину a . Частицы, падая на барабан 3, взаимодействуют с ним. Глинистые частицы деформируются и уносятся барабаном в хвосты. Эффективное выделение в хвостовой продукт частиц, имеющих малую упругость, достигается подбором точки подачи и частоты вращения

барабана. Для реализации основной и пересортной операции обогащения используют двухбарабанный сепаратор Н. К. Тимченко. Такой сепаратор находит применение на отечественных заводах по переработке неравнопрочного щебня.

Разделение по упругости и коэффициенту трения тальковых руд, имеющих схожие закономерности с зависимостями (см. рис. 30, а), но менее четко выраженные, чем это имеет место для известняков и глинистых включений, не всегда дает положительные результаты. Поэтому для тальковых руд применяют разделение по упругости и контактной прочности. На рис. 30, б

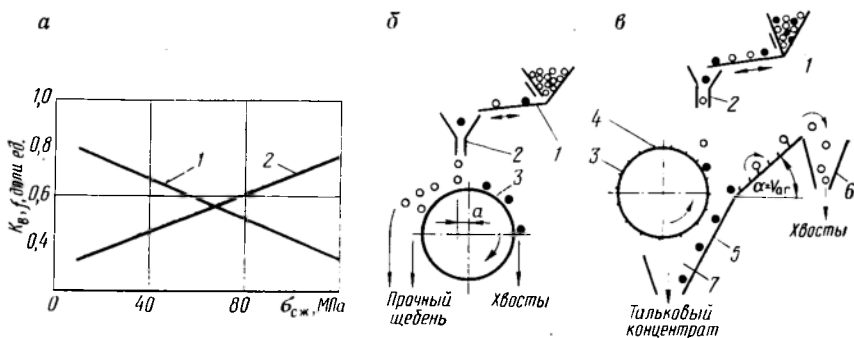


Рис. 30. Комбинированный процесс обогащения по трению и упругости:

а — зависимость коэффициентов трения и восстановления скорости от прочности $\sigma_{сж}$ известняков; б — схема однобарабанного сепаратора Н. К. Тимченко; в — схема сепаратора конструкции ВНИИнеруда.

представлена схема сепаратора конструкции ВНИИнеруда, состоящего из питателя 1, стабилизатора траектории подачи частиц 2, вращающегося барабана 3 с зубьями 4, наклонной плоскости 5, рифленной в верхней части с регулируемым углом наклона рифленной части, и приемников продуктов разделения. Тальк имеет меньшую контактную прочность и меньший коэффициент восстановления скорости, чем вмещающие породы. При подаче обогащаемого материала на вращающийся зубчатый барабан куски породы сильно закручиваются и отбрасываются на наклонную рифленную плоскость, двигаясь по которой, частицы попадают в приемник 6. При попадании на барабан частица талька получает меньшую скорость вращения, так как зуб 4 барабана сминает поверхность частицы талька и отбрасывает ее ниже, чем породные частицы, на наклонную плоскость 5, и частицы талька скатываются по плоскости 5 в приемник концентрата 7.

§ 16. ОБОГАЩЕНИЕ ПО ФОРМЕ

При добыче и переработке некоторых полезных ископаемых наблюдают различия в форме кусков его компонентов (угли, сланцы, слюда и асбестосодержащие руды, для которых различие в

форме кусков компонентов является следствием их физических свойств). Разделение частиц по форме приводит к концентрации того или иного компонента в продуктах разделения.

В отдельных случаях наблюдают проявление различий в форме частиц, обусловленное особенностями работы обогатительных машин, например дробилок. Так, при дроблении горных пород на щебень для строительства в продуктах дробления появляются частицы «лещадной» (пластинчатой) формы, которые при использовании щебня в качестве заполнителя для бетона снижают его прочность. Уменьшение содержания «лещадных» частиц в готовой продукции может рассматриваться как повышение качества щебня.

Соотношение линейных размеров (доли ед.) частиц различной формы (по В. Г. Деркачу и П. А. Копычеву) приведено ниже.

	Длина	Ширина	Толщина
Форма частиц:			
пластинчатая . . .	1	1(0,75)	0,5
продолговатая . . .	1	0,5	0,5
угловатая . . .	1	1	0,5
округлая . . .	1	1	1

Для разделения частиц с использованием различий в форме компонентов могут использоваться следующие способы:

грохочение на специально оформленной просеивающей поверхности;

обогащение с использованием различий в коэффициентах трения частиц различной формы;

разделение по скорости движения частиц в среде, обусловленной различиями в форме частиц;

разделение по площади контакта частицы с рабочей поверхностью аппарата;

комбинированные способы разделения.

Выделение частиц пластинчатой или продолговатой формы путем грохочения улучшается при переходе от круглых к квадратным, от квадратных к прямоугольным, от прямоугольных к щелевидным отверстиям. Повышение качества фракционированного щебня за счет выделения частиц «лещадной» формы достигают, применяя резинострунные просеивающие поверхности, т. е. с использованием перехода от квадратных к прямоугольным отверстиям.

Схемы сепараторов для обогащения по форме представлены на рис. 31.

Для выделения слюды, имеющей ярко выраженную пластинчатую форму, выполнение только щелевидной просеивающей поверхности недостаточно, так как для прохождения пластин слюды через щель необходима их ориентация перпендикулярно или наклонно к просеивающей поверхности. Такая ориентация достигается с помощью крышевидного грохота (см. рис. 31, а, б);

образованного из уголков 1. При этом максимальная толщина $h_{\max}$ пластины слюды 2, которая проходит через щель меньше размера щели d_c . При установке вертикальных перегородок 3 толщина пластинок слюды, проходящих через щели грохота d_c , будет увеличена.

Таким образом, толщина пластинок слюды h , проходящих через щель, будет определяться углом наклона α полки уголка 1

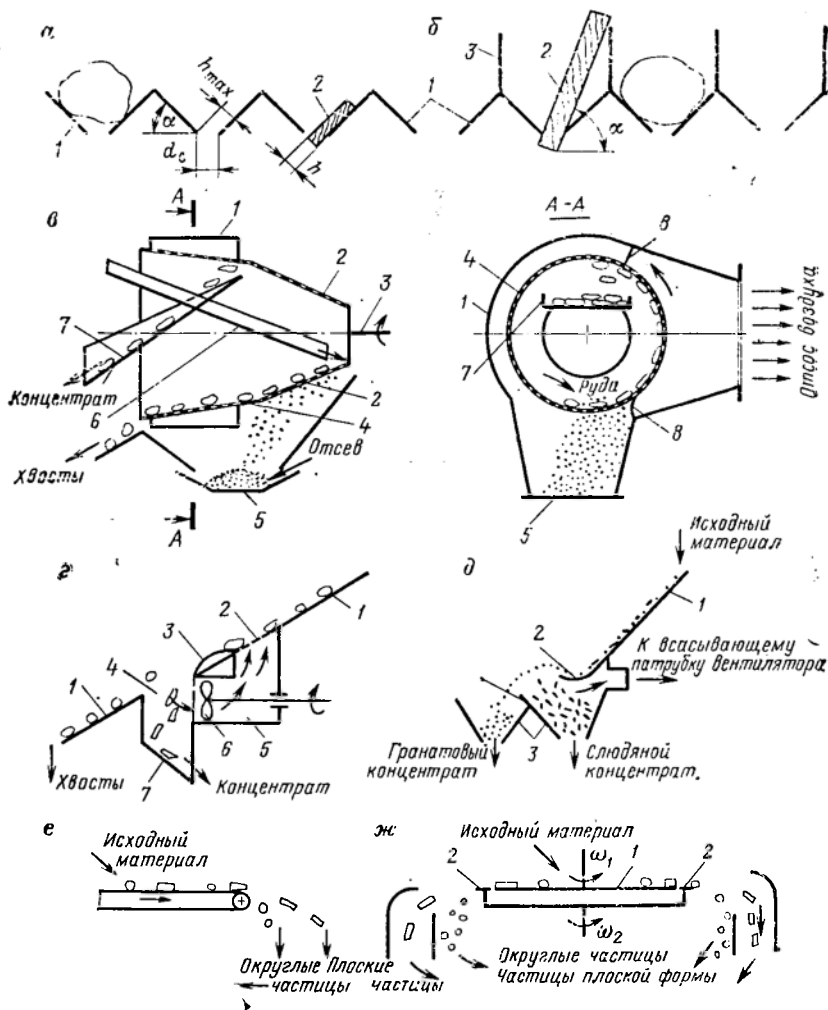


Рис. 31. Схемы сепараторов для обогащения по форме:

а — крышевидный грохот; б — крышевидный грохот с вертикальными перегородками; в — барабанный грохот с удержанием частиц плоской формы за счет разрежения; г — плоскостной сепаратор для обогащения по форме и парусности; д — полочный сепаратор с трамплином; е — ленточный сепаратор-конвейер; ж — центробежный сепаратор

или же высотой вертикальной перегородки 3:

$$h = d_c \sin \alpha.$$

При $\alpha = 0$ через сито будут проходить частицы округлой и продолговатой формы. При увеличении угла наклона α толщина выделяемых частиц будет расти и при $\alpha = 90^\circ$ достигнет $h = d_c$.

Процесс обогащения по форме с использованием профилированной поверхности реализован в грохоте СМ-13, применяемом в качестве основного обогатительного аппарата для получения слюды в забое (забойного сырца). Схемы переработки при этом зависят от запасов, содержания сростков в руде, крупности кусков (1; 0,6; 0,3 м), площади кристаллов, производительности добычных агрегатов. По содержанию сростков выделяют руды: до 5% — бедную сростками, 5—20% — среднюю, больше 20% — богатую сростками. В зависимости от приведенных факторов выделяют простые и сложные схемы переработки (рис. 32).

Простые технологические схемы дробления и обогащения по форме (см. рис. 32, а, б) применяют при объемах переработки от 2 до 5 м³/ч. При большей производительности и более богатой по сросткам руде применяют сложные схемы получения забойного сырца (рис. 32, в) с использованием операций обогащения по форме и ручной сортировки по внешним признакам. Для сохранения качества слюды переработку ее ведут с помощью передвижных слюдовыборочных установок (СВУ-1, СВУ-2, УС-1), позволяющих извлечь до 90% слюды при засоренности концентрата в пределах 6—20% на установках СВУ-1, СВУ-2 и 20—70% при переработке по простым схемам.

Имеются способы, использующие несколько свойств, вытекающих из различий в форме разделяемых частиц. Так, на рис. 31, в представлен барабанный грохот с удержанием частиц плоской формы за счет разрежения, на валу 3 которого закреплены чашеобразная 2 и коническая 4 просеивающие поверхности. Внутри барабанного грохота смонтированы устройства ввода питания 6 и вывода концентрата 7. Коническая просеивающая поверхность 4 охвачена кожухом 1 с уплотнителями 8, из полости которого откачивают воздух. Отсев с чашеобразной просеивающей поверхности собирают на поддоне 5.

Исходный материал подают с помощью питающего желоба 6 на чашеобразную просеивающую поверхность 2, на которую в подрешетный продукт выделяют тонкозернистый материал и распределяют монослоем частицы округлой и плоской формы. При вращении грохота материал из чашеобразной части 2 поступает на коническую 4, где выделяют в надрешетный продукт округлые частицы. Частицы плоской формы перекрывают значительную часть конической просеивающей поверхности и под действием отсасываемого из-под кожуха 1 воздуха прижимаются к конической поверхности 4 грохота. Отрыв частиц плоской формы от поверхности барабана осуществляют на выходе зоны

разрезания, слюдяной концентрат собирается и выводится из барабанного грохота лотком.

Барабанный грохот можно использовать для выделения слюды из отбитой горной массы крупностью $-300+0$ мм. В отсеив выводятся частицы крупностью $-20+0$ мм, а продукт округлой формы после дробления может снова подаваться на обогащение в грохот.

Плоскостной сепаратор для обогащения по форме и парусности (см. рис. 31,2) снабжен разгонной площадкой 1, разгрузочной щелью, отражательным выступом. Особенностью сепаратора является наличие перфорированной площадки 2 у отражательного выступа 3 и соединение этой площадки с разгрузочной щелью канала 5, в котором установлен вентилятор 6. Пода-

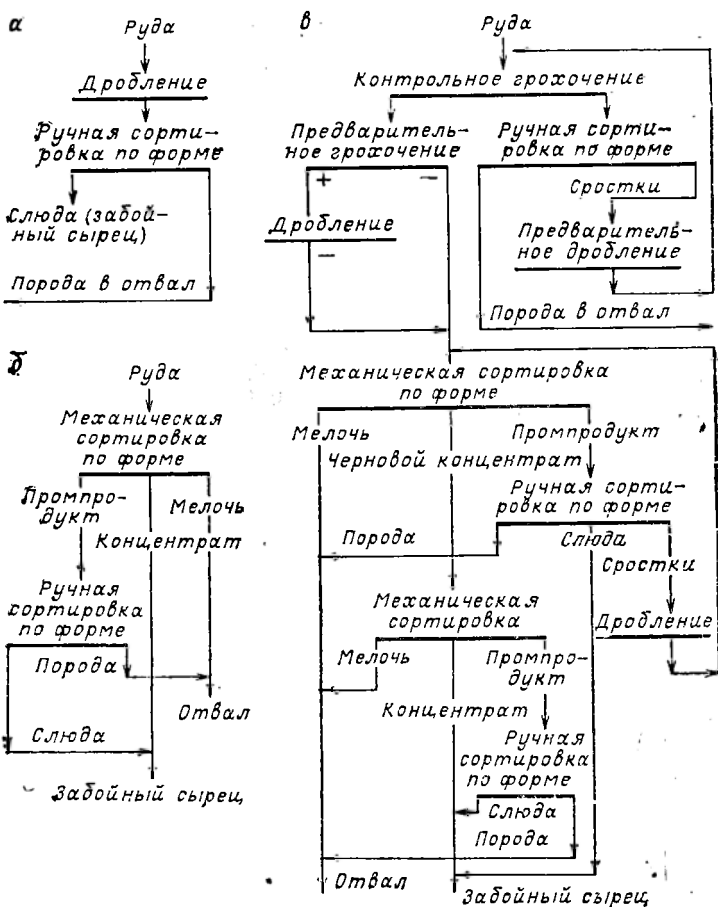


Рис. 32. Технологические схемы обогащения слюдяных руд по форме (по М. Г. Кузакову):

а, б — простые; в — сложная

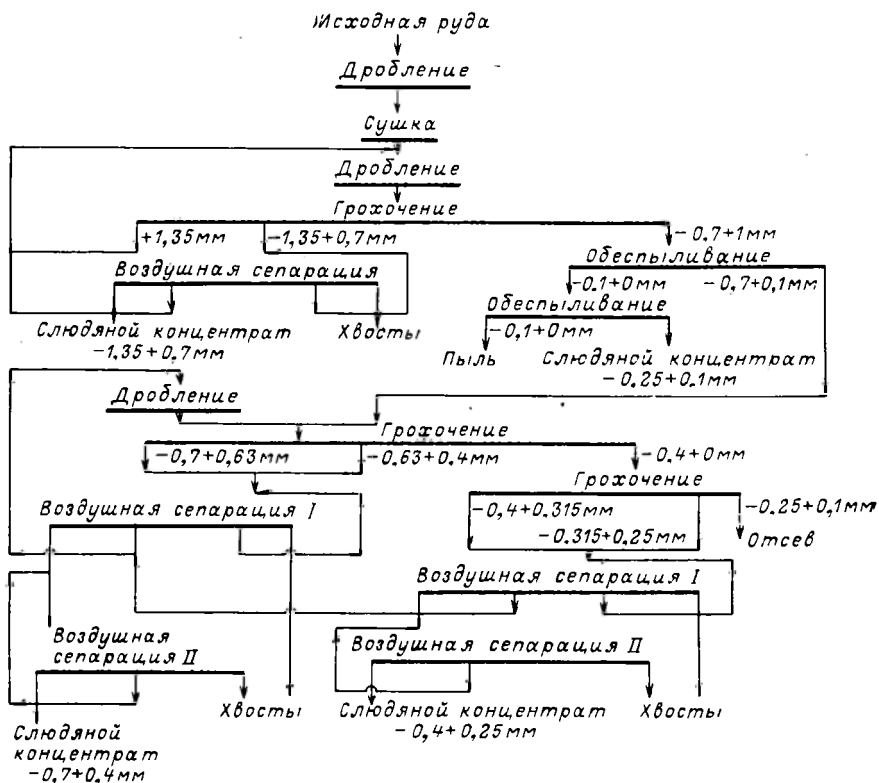


Рис. 33. Рекомендуемая схема обогащения слюдосодержащих сланцев Кулетского месторождения (по И. М. Келиной и Е. П. Александровой)

ча воздуха через перфорации площадки позволяет исключить удары частиц пластинчатой формы (слюды) об отражающий выступ, а забор воздуха из щели 4 при герметизации разгрузочного устройства 7 приводит к селективному увлечению в щель 4 частиц, имеющих повышенную парусность, т. е. частиц слюды. Округлые частицы ударяются о выступ 3 и проходят над щелью 4 выше плоских частиц и выводятся в хвостовой продукт.

Различие в коэффициентах трения плоских и округлых частиц и их парусности реализовано в полочном сепараторе (см. рис. 31, д), предназначенном для обогащения смеси слюда—гранат—кварц крупностью менее 5 мм. Полочный сепаратор содержит наклонно установленную полку 1, заканчивающуюся трамплином 2, параметры которого (угол поворота, длину) можно регулировать, и приемники продуктов разделения с регулировочным шибером. Приемник для слюды соединен с всасывающим патрубком вентилятора. При подаче материала на пол-

ку 1 сепаратора округлые частицы на подходе к трамплину 2 достигают более высоких скоростей, чем плоские частицы слюды, вследствие значительных различий в коэффициентах трения качения граната и скольжения слюды. На трамплине 2 скорости движения частиц гасятся селективно, и различия в скоростях движения частиц граната и слюды возрастают. Из-за различий в траекториях движения округлых и плоских частиц и различий в их парусности частицы слюды отклоняются в бункер слюдяного концентрата и осаждаются в нем.

Применение полочного сепаратора позволило получить слюдяные концентраты из слюдосодержащих сланцев Кулетского месторождения (рис. 33). При переработке машинных классов $-1,35+0,7$; $-0,7+0,4$; $-0,4+0,25$; $-0,25+0,1$ мм были получены концентраты с содержанием слюды соответственно 95; 98,85; 96,5; 93,2% и извлечением 8,2; 35,2; 19,3 и 24%.

На ленточном сепараторе-конвейере (см. рис. 31,е) частицы плоской формы движутся по более пологой траектории и пролетают большее расстояние. Траектория частиц определяется также парусностью частиц. Из-за различий в форме частиц наблюдаются резкое изменение траектории их (кувыркание) и, как следствие, низкие показатели.

В центробежном сепараторе (см. рис. 31,ж) предусмотрено устройство для повышения стабильности траекторий движения плоских частиц за счет их закрутки относительно вертикальной оси. Сепаратор содержит диск 1, кольцо 2, вращающиеся со скоростями ω_1 и ω_2 , и кольцевые приемники продуктов разделения. Направления вращения диска и кольца совпадают, однако скорость вращения кольца выше и вследствие этого плоская частица при переходе с диска на кольцо закручивается вокруг вертикальной оси и движется по более стабильной пологой траектории.

§ 17. ТЕРМОАДГЕЗИОННЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ

Термоадгезионный метод обогащения впервые предложен и использован в промышленных условиях в США. Этот способ предусматривает раздельное проведение двух технологических операций: селективного нагрева разделяемых компонентов; селективного закрепления различно нагретых компонентов на термопластичной поверхности.

Селективный нагрев компонентов смеси достигается благодаря использованию различий в оптических, тепловых, электрических свойствах, а также пористости при использовании источников инфракрасного, индукционного, сверхвысокочастотного нагрева. Селективное закрепление нагретых до различной температуры компонентов осуществляется на термочувствительной поверхности за счет ее размягчения нагретой частицей и закрепления этой частицы при охлаждении места контакта частицы и термочувствительной поверхности. Основным свойством термо-

чувствительного слоя или поверхности является стабильная температура ее размягчения, называемая точкой пластификации. Цель селективного нагрева заключается в создании условия разделения компонентов на термочувствительном слое

$$T_1 > T_c > T_2,$$

где T_1 , T_2 — температура разделяемых частиц; T_c — температура пластификации термочувствительного слоя.

Вследствие местного расплавления частицей термочувствительного слоя следует ожидать высокой селективности процесса и резкого увеличения размера закрепляющихся частиц за счет увеличения площади контакта их с поверхностью слоя и обеспечения плотного контакта.

Процессы нагрева и охлаждения являются весьма инерционными и в целях снижения затрат энергии на нагрев желательно производить поверхностный нагрев частиц, что способствует также более быстрому охлаждению зоны контакта частицы и слоя и, следовательно, интенсифицируют процесс. Селективный нагрев материала должен осуществляться в идентичных для всех частиц условиях.

Результатом селективного нагрева и закрепления частиц является различие в силе прилипания $F_{п1}$ частиц к термочувствительной поверхности

$$F_{п1} > F_{п2},$$

где $F_{п1}$, $F_{п2}$ — сила прилипания соответственно первого и второго компонентов.

Промышленное использование получил способ селективного нагрева, использующий различия в прозрачности разделяемых компонентов. Теоретическое обоснование этого процесса выполнено С. Г. Комлевым, работы которого использованы при объяснении процесса термоадгезионного обогащения.

Определение пригодности термоадгезионного способа обогащения применительно к определенной паре разделяемых компонентов можно провести на основе анализа спектров поглощения. Однако горные породы обладают низкой прозрачностью в оптическом диапазоне излучений, поэтому удобнее снимать спектры отражения R_λ с помощью спектрофотометров (например, UR-10, UR-20), а затем получать спектры поглощения A при изменении длины волны λ в исследуемом диапазоне по выражению

$$A = 1 - R_\lambda.$$

На рис. 34,а приведены спектры поглощения компонентов доломитсодержащего сырья, полученные таким образом, из которых следует, что для селективного нагрева компонентов данного сырья необходим источник, излучающий в диапазоне длин волн $\lambda = 0,8 \div 2,2$ мкм или $\lambda = 6-8$ мкм. Однако источников с такой узкой полосой излучения нет, поэтому задача сводится к

выбору источника, максимум излучения которого приходился бы на требуемый диапазон длин волн. Согласно закону смещения, максимум энергетической яркости приходится на длину волны $\lambda_{\max}$ (мкм), определяемую из выражения

$$\lambda_{\max} = 2898/T,$$

где T — абсолютная температура источника излучения, К.

На рис. 34,б приведено распределение поверхностной плотности потока излучения ϵ источников при различных его темпе-

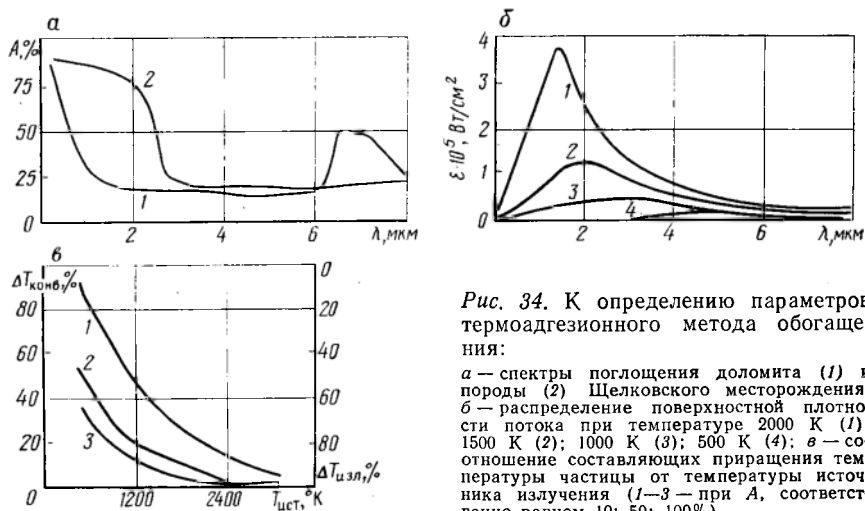


Рис. 34. К определению параметров термоадгезионного метода обогащения:

a — спектры поглощения доломита (1) и породы (2) Шелковского месторождения; *б* — распределение поверхностной плотности потока при температуре 2000 К (1); 1500 К (2); 1000 К (3); 500 К (4); *в* — отношение составляющих приращения температуры частицы от температуры источника излучения (1—3 — при A , соответственно равно 10; 50; 100%)

ратурах, из которого следует, что уменьшение температуры источника приводит к снижению энергетической яркости и смещению максимума излучения в сторону больших значений λ . Селективность нагрева снижается при смещении максимума излучения источника относительно участка спектра, на котором разделяемые компоненты имеют различие в коэффициентах поглощения излучения.

Температуру нагрева компонентов при постоянных параметрах камеры облучения можно изменять временем облучения. Основными параметрами, определяющими температуру нагрева частицы, являются: свойства источника, частицы, среды и условия нагрева; степень «черноты» источника излучения ϵ ; коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела L ; температура источника излучения $T_{\text{ист}}$; коэффициент поглощения излучения частицей A ; диаметр частицы d ; площадь поверхности частицы S ; теплоемкость вещества частицы C_m ; плотность частицы ρ ; влажность частицы W ; теплоемкость воды C_v ; время контакта частицы со средой t_0 ; коэффициент теплоотдачи α ; разность температур среды и частиц $\Delta T_{\text{с-ч}}$.

Допустив, что все поглощенное частицей излучение идет на нагрев частицы, выражение для определения приращения температуры частицы $\Delta T_{\text{изл}}$ вследствие поглощения излучения будет иметь вид

$$\Delta T_{\text{изл}} = \frac{6t_0 \varepsilon L (0,01T)^4 A}{d\rho [C_M + C_B W / (1 - W)]}.$$

Для воздушной среды составляющая конвективного нагрева $\Delta T_{\text{конв}}$ при неселективном поглощении частицами тепла определяется из выражения

$$\Delta T_{\text{конв}} = 6\alpha t_0 \Delta T_{\text{с-ч}} / (dC_M \rho).$$

Расчетные зависимости доли приращений конвективного и излучательного нагрева представлены на рис. 34,в. Видно, что увеличение температуры источника снижает долю конвективного нагрева.

Для расчета граничных условий закрепления частиц того или иного компонента на термочувствительном слое необходимое приращение температуры ΔT_K для данного компонента составляет

$$\Delta T_K = T_c - T_{\text{ср}},$$

где $T_{\text{ср}}$ — температура среды и частиц до облучения.

Т а б л и ц а 15. Параметры термоадгезионного разделения доломитсодержащего сырья Щелковского месторождения (по С. Г. Комлеву)

Параметр	Обозначение	Размерность	Влажность, %	
			0	20
Крупность	d	мм	-6+3/-6+3	-6+3/-6+3
Теплоемкость компонентов	C	кал/(г·°С)	0,22/0,23	0,22/0,23
Плотность компонентов	ρ	г/см ³	2,68/2,63	2,68/2,63
Коэффициент поглощения при $\lambda=1,8$ мкм	A	%	20/60	20/60
Температура источника	$T_{\text{ист}}$	К	1300/1300	1300/1300
Длина волны, соответствующая максимальной яркости	λ_{max}	мкм	2,2/2,2	2,2/2,2
Степень черноты источника	ε	доли ед.	0,7/0,7	0,7/0,7
Температура пластификации	T_c	К	54/54	54/54
Время нагрева компонента до T_c	t_0	с	3,7/1,3	7,9/1,5
Диапазон времени нагрева	$t_{01}-t_{02}$	с	1,3—3,7	1,3—7,9
Рекомендуемое время нагрева	t_p	с	2/2	3/3

Примечание. В числителе приведены данные для доломита, в знаменателе — кремнезема.

Расчетные параметры процесса термоадгезионного разделения доломитсодержащего сырья Щелковского месторождения приведены в табл. 15. Видно, что влажность увеличивает различие во времени нагрева разделяемых компонентов, что способствует повышению качества разделения.

Схемы термоадгезионных сепараторов представлены на рис. 35.

Сепаратор конструкции института Battelle Memorial (США) (рис. 35,а) используют для выделения из каменной соли сопут-

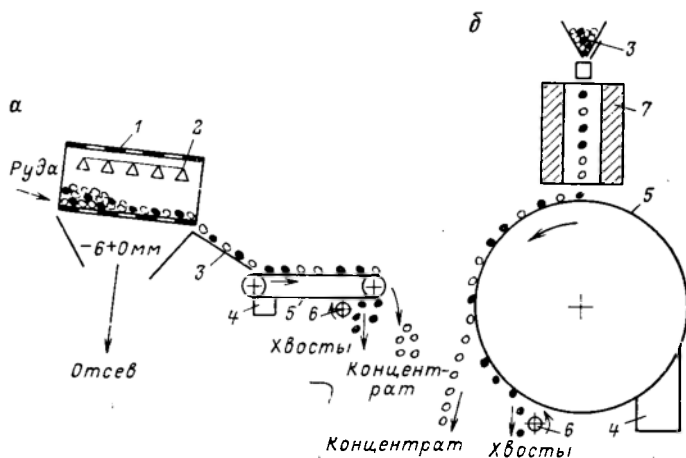


Рис. 35. Схемы термоадгезионных сепараторов:

а — конструкции института Battelle Memorial (США); б — конструкции Свердловского горного института; 1 — барабанный грохот; 2 — лампы инфракрасного излучения; 3 — питатель, обеспечивающий монослойную подачу материала; 4 — устройство регенерации термопластичного покрытия; 5 — барабан (конвейер) с термопластичным покрытием; 6 — щетка счема прилипшего продукта; 7 — вертикальная проходная муфельная печь

ствующим минералов (доломита, ангидрита) на соляных рудниках Детройта и Кливленда. Нагрев материала осуществляется лампами инфракрасного излучения 2 общей мощностью 120 кВт (240 шт.). Барабанный грохот 1 диаметром 2,4 м и длиной 7,3 м вращается с частотой $2,7 \text{ мин}^{-1}$ и служит для выделения несепарируемого класса $-6+0 \text{ мм}$. Селективно нагретый материал при помощи формирователя монослойного потока 3 (качающегося питателя и ускорительного желоба) подается монослоем на конвейер шириной 1,5 м и длиной 6,7 м при скорости движения ленты 5,3 м/с. Ленту покрывают смесью полимеров Piccolastis А-25 и А-50 с целью получения температуры пластификации термопластичного слоя от 25 до 50°C . Расход смолы на 1 т исходного материала составляет 0,45 г. Установка обеспечивает производительность 32,2 т/ч при извлечении NaCl в концентрат 96,9% и содержании 98,17%. Более чистый концентрат с содержанием 99,09% получают при снижении производительности

установки в два раза и извлечении 62,5%. Себестоимость обогащения 1 т концентрата не превышает 33 центов.

В лабораторном сепараторе конструкции СГИ (рис. 35,б) использован нагрев в условиях свободного падения, а разделение ведется на термопластичной поверхности, в качестве которой используют парафин. Лабораторный сепаратор при температуре источника нагрева 1150 К, продолжительности нагрева 0,25 с, частоте вращения барабана ($d=0,6$ м) 6 мин⁻¹ и потребляемой мощности 2 кВт позволяет обогащать материал крупностью — 3+1,5 мм при производительности 0,3 т/ч.

На отечественных обогатительных фабриках процесс термоадгезионного обогащения не нашел применения, хотя показана его применимость для выделения сильно нагреваемых минералов (непрозрачных минералов, как сульфидов, так и несulfидов — графита, хромита, касситерита, турмалина, биотита, вольфрамита, мелкокристаллического гематита, встречающихся вместе с ненагреваемыми крупнокристаллическими минералами — галитом, сильвином, криолитом, флюоритом, кварцем, кальцитом и светлыми мелкозернистыми минералами — каолином, витеритом, стронцианитом, бокситом, магнезитом).

Успехи в становлении теории метода при условии разработки высокопроизводительного оборудования могут стать основой применения в практике обогащения для сепарации различных материалов в широком диапазоне крупности.

Глава 3

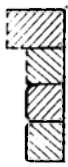
ОБОГАЩЕНИЕ НА ОСНОВЕ СЕЛЕКТИВНО НАПРАВЛЕННОГО ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ КУСКОВ КОМПОНЕНТОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

§ 18. СПОСОБЫ ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ КУСКОВ КОМПОНЕНТОВ

Ряд горных пород обладает свойством контрастного изменения размеров составляющих компонентов при разрушении. При разрушении (например, дроблении) этих горных пород происходит не только раскрытие (т. е. разъединение зерен компонентов, образующих горную породу), но и одновременно размеры частиц полезного компонента оказываются существенно отличными от размеров частиц других компонентов (пустой породы). Для таких горных пород обогащение может быть сведено к разделению по размерам частиц. Размер частиц становится косвенным признаком их вещественного состава.

Т а б л и ц а 16. Направленное изменение размеров частей компонентов полезного ископаемого

Используемое свойство	Характер разрушений компонентов	Соотношение размеров компонентов				Способ раз- деления по крупности
		до воздействия		после воздействия		
		I	II	I	II	
Прочность	Разрушение частиц обоих компонентов в разной степени					Г, К
»	Разрушение менее прочного связующего (дезинтеграция)					Г, К
Твердость	Истирание частиц меньшей твердости					К
Растрескивание при нагреве	Разрушение одного из компонентов					Г
Растрескивание при охлаждении	Разрушение одного из компонентов (де- крипитация)					Г, К

Различные размеры компонентов	Раскрытие по плоскостям сращения минералов		Г, К
Один из компонентов представлен тонкой пленкой на поверхности другого	Разрушение тонкой пленки на минерале (оттирка)		К
Температура плавления	Расплавление вкраплений компонента и его коагуляция в крупные агрегаты		Г
Вспучивание при нагревании	Увеличение размеров частиц одного компонента		Г
Пластичность	Разрушение хрупкого компонента, изменение формы и увеличение размеров пластичного компонента		Г, К

Примечание. Г — грохочение; К — классификация.

Общей особенностью данной группы обогащительных процессов является необходимость проведения двух последовательных операций: избирательного изменения размеров частиц компонентов и выделения заданных классов крупности, обеспечивающей концентрацию ценного компонента в каком-либо классе.

Задача избирательного изменения размеров частиц разделяемых компонентов разрешается с помощью традиционных операций подготовки добытого полезного ископаемого (дробления, измельчения) при целенаправленном выборе режимов или же путем включения в процесс специальных операций. Операцию выделения заданного класса крупности осуществляют с использованием как традиционных процессов грохочения и классификации, так и операции тонкого грохочения. В некоторых случаях более эффективными, чем операции грохочения или классификации, становятся чисто обогащительные процессы, например флотация, магнитная сепарация, и тогда эти операции применяют в совокупности с операциями избирательного изменения размеров частиц.

Контрастного различия в размерах частиц компонентов полезного ископаемого достигают при использовании различий в таких свойствах, как прочность, твердость, пластичность, температура плавления и др.

В зависимости от используемого свойства, способа избирательного воздействия размеры частиц компонентов (I и II) могут оставаться равными размеру включений зерен компонента в полезном ископаемом, уменьшаться или возрастать (табл. 16).

§ 19. КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ КУСКОВ КОМПОНЕНТОВ

Для оценки избирательности изменения размеров кусков компонентов полезного ископаемого используют два критерия: характеристики раскрытия и характеристики, учитывающие различия в гранулометрическом составе разделяемых компонентов.

Частицы полезного ископаемого после разрушения состоят из одного компонента (свободные зерна) или из нескольких сростков.

Под раскрытием f_A (%) преобладающего компонента (минерала), например, A понимают отношение массы свободных зерен минерала к массе данного минерала в полезном ископаемом, выраженное в долях единицы или в процентах

$$f_A = 100m_A / (m_A + m_{Ac}),$$

где m_A — масса свободных зерен компонента A ; m_{Ac} — масса компонента A в сростках.

Определение массы раскрытых компонентов при значительном размере зерен производится путем выделения из пробы свободных зерен каждого компонента и последующего взвешивания.

Масса компонента в срезках

$$m_{Ac} = \sum_{i=1}^n V_{ci} q_{Ai} \rho_A,$$

где V_{ci} — объем i -го срезка; q_{Ai} — доля компонента A в i -ом срезке; ρ_A — плотность компонента A .

Тогда раскрытие

$$f_A = 100 m_A / \left(m_A + \sum_{i=1}^n V_{ci} q_{Ai} \rho_A \right).$$

Определение объема срезка и доли компонента A в нем трудоемко. Оценить раскрытие можно, используя данные определения содержаний по следующим формулам:

$$f_A = 100 \beta_A / \alpha_A; \quad \beta_A = 100 m_A / m_n,$$

где β_A — содержание свободных зерен компонента A в пробе, %; α_A — содержание компонента A в пробе; m_n — масса пробы.

Для прогнозирования раскрытия руд в процессе разрушения А. М. Годеном получены формулы раскрытия равнопрочных компонентов для двухкомпонентной руды. Они выведены в предположении, что компонента A (преобладающий компонент) в n раз больше, чем компонента B (подчиненный компонент), зерна компонента B отнесены друг от друга на возможно большее среднее расстояние и при разрушении руды получают частицы одного размера.

Раскрытие компонентов двухкомпонентной руды определяется по выражениям

$$f_B = [(k-1)/k]^3; \quad f_A = (nk^2 - 3k - 2)/(nk^2),$$

при $k = d_3/d_4$ и $n = V_A/V_B$, где d_3 — диаметр зерна компонента B в руде; d_4 — диаметр частиц разрушенного материала; V_A , V_B — объем соответственно компонентов A и B в руде.

Из зависимости раскрытия преобладающего A (1) и подчиненного B (2) компонентов от отношения диаметров зерна d_3 подчиненного компонента и частицы разрушенного материала d_4 (рис. 36) при $n = V_A/V_B = 10$ следует, что:

подчиненный компонент раскрывается при размерах частиц меньших размера его включений (зерен) в полезном ископаемом;

преобладающий компонент раскрывается при размерах частиц, превышающих размер зерен подчиненного компонента;

преобладающий компонент раскрывается раньше и всегда раскрыт больше, чем подчиненный компонент.

Кроме характеристик раскрытия компонентов полезного ископаемого, не учитывающих различий в его прочностных свойствах, характеристикой селективности дробления компонентов служит отношение степеней дробления компонентов полезного

ископаемого, или критерий селективности. Под степенью дробления i понимают отношение начального (D) и конечного (d) размеров зерен ($i=D/d$).

Критерий селективности определяют по формуле

$$K_{c1} = i_c / i_k = D_c d_k / (D_k d_c),$$

где i_c , D_c , d_c — соответственно степень дробления, средний диаметр кусков слабого минерала до и после разрушения; i_k , D_k , d_k — соответственно степень дробления, средний диаметр кусков крепкого минерала до и после разрушения.

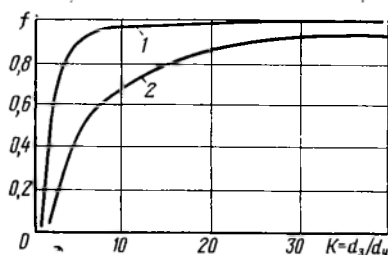


Рис. 36. Зависимость раскрытия f компонентов руды от отношения диаметров зерна d_3 подчиненного компонента и частицы разрушенного материала d_4

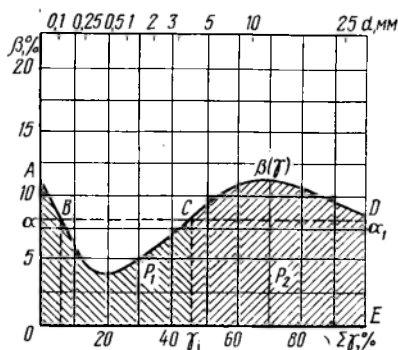


Рис. 37. Распределение нерастворимого остатка в дробленной силикатной руде Старобинского месторождения

Для конкретного полезного ископаемого отношение размеров зерен компонентов до разрушения можно считать постоянным, тогда критерий селективности K_{c1} пропорционален отношению диаметров частиц компонентов после разрушения

$$K_{c1} = k d_k / d_c.$$

Использование критерия селективности разрушения K_{c1} затруднено из-за сложности определения средних диаметров частиц компонентов. Поэтому для оценки возможностей последующего разделения за критерий селективности принимают K_{c2} , который определяют по формуле

$$K_{c2} = d_{k \max} / d_{c \max},$$

где $d_{k \max}$, $d_{c \max}$ — максимальные размеры частиц соответственно крепкого и слабого компонентов.

При увеличении K_{c2} различие в крупности частиц компонентов возрастает и показатели процесса обогащения улучшаются.

Количественная оценка селективности разрушения компонентов полезного ископаемого получена М. Д. Красновым, который

использовал для вывода показателя избирательности дробления кривые обогатимости Анри. На рис. 37 показано распределение нерастворимого остатка в дробленой силвинитовой руде. По оси абсцисс отложены выходы γ классов в порядке возрастания крупности. На верхней вспомогательной шкале даны классы крупности, соответствующие этим выходам. На оси ординат приведено содержание нерастворимого остатка. Площадь под кривой $\beta(\gamma)$ отражает массу компонента, в данном случае нерастворимого остатка (н. о.).

Масса компонента во всей пробе составит

$$P = \int_0^{100} \beta(\gamma) d\gamma.$$

Если провести параллельно оси абсцисс линию, соответствующую среднему содержанию α нерастворимого остатка в руде, то эта линия пересечет кривую содержаний в точках B и C . Отсюда следует, что классы $-0,1+0$ и $+2,8$ мм обогащены нерастворимым остатком, т. е. в процессе дробления руды происходит избирательное разрушение и перераспределение компонентов полезного ископаемого.

Масса нерастворимого остатка в крупном, обогащенном им классе определяется по выражению

$$P_2 = \int_{\gamma_j}^{100} \beta(\gamma) d\gamma,$$

причем эту площадь можно разделить на прямоугольник $Ca_1E\gamma_j$ и криволинейную фигуру CDa_1C . Площадь $Ca_1E\gamma_j$ отражает массу нерастворимого остатка в крупном классе при его выходе $100-\gamma_j$ и при среднем содержании α . Площадь CDa_1C отражает избыточную массу нерастворимого остатка в крупном классе, появляющуюся за счет избирательности дробления.

За показатель избирательности разрушения J принимают избыток какого-либо компонента в одном или нескольких классах крупности по сравнению с той его массой, которая должна быть в этом классе при исходном содержании этого же компонента

$$J = \int_{\gamma_j}^{100} \beta(\gamma) d\gamma - \alpha \int_{\gamma_j}^{100} d\gamma = \beta\gamma - \alpha\gamma, \quad (5)$$

где γ — суммарный выход обогащенных по исследуемому компоненту классов, %; β — среднее содержание компонента в обогащенных классах, %; α — содержание компонента в руде, %.

Разделим оба члена уравнения (5) на α , тогда

$$J = (\gamma\beta/\alpha) - (\gamma\alpha/\alpha) = \varepsilon - \gamma, \quad (6)$$

где ϵ — извлечение изучаемого компонента в обогащенный класс, %; γ — суммарный выход обогащенного класса, %.

Преобразуя выражение (6) и домножив на β/β , получим

$$J = \frac{\gamma\beta - \gamma\alpha}{\alpha} \frac{\beta}{\beta} = \frac{\gamma\beta}{\alpha} \frac{\beta - \alpha}{\beta}. \quad (7)$$

В выражении (7) первый элемент $\gamma\beta/\alpha$, равный извлечению, является показателем количественной стороны избирательности разрушения полезного ископаемого, а второй $(\beta - \alpha)/\beta$ характеризует качественную сторону процесса.

Оценку эффективности избирательного разрушения можно получить, если взять отношение показателя избирательности к его максимальному значению. В идеальном случае изучаемый компонент может быть выделен в отдельный класс полностью, и тогда показатель избирательности будет равен $100 - \alpha$, а эффективность E избирательного дробления определится по формуле Ханкока

$$E = (\epsilon - \gamma)/(100 - \alpha) = \gamma(\beta - \alpha)/[\alpha(100 - \alpha)].$$

Пусть максимальное содержание нерастворимого остатка в обесшламленной части руды составляет ϑ_T , а максимальное теоретическое содержание нерастворимого остатка в глинистом продукте β_T . Тогда выход шламового продукта $\gamma_T = (\alpha - \vartheta_T)/(\beta_T - \vartheta_T)$, а извлечение глинистого вещества $\epsilon_T = (\alpha - \vartheta_T)\beta_T/[(\beta_T - \vartheta_T)\alpha]$.

Подставляя значение выхода и извлечения в формулу эффективности, получим

$$E = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\beta_T - \alpha} \frac{\beta_T - \vartheta_T}{\alpha - \vartheta_T}. \quad (8)$$

Формула (8) позволяет однозначно определить степень избирательности разрушения для любого компонента и выбрать лучший способ разрушения и крупность разделения. Показатель избирательного разрушения и эффективность процесса избирательного разрушения могут определяться как для узкого класса, так и для суммы двух и более классов.

§ 20. ИЗБИРАТЕЛЬНОЕ РАЗРУШЕНИЕ КОМПОНЕНТОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО В ПРОЦЕССАХ ДОБЫЧИ И ДРОБЛЕНИЯ

Избирательное разрушение полезного ископаемого в процессах добычи является следствием различий в прочности компонентов и зависит от применяемого способа отбойки. Основными способами отбойки являются взрывание и резание. Управления селективностью разрушения при взрывании достигают выбором параметров зарядов и их размещением, а при резании — конструкцией машины и параметрами резания. Большую селективность разрушения дает способ взрывания. Концентрация ценного компонента в добытом полезном ископаемом может явиться следствием избирательного разрушения полезного ископаемого

и в природных условиях. Иногда этот процесс может иметь самостоятельное значение. Например, при сортировке по крупности выветрелых алмазных руд возможно получить черновой алмазный концентрат.

Избирательное разрушение полезного ископаемого в природных условиях и в процессе добычи проявляется в контрастном распределении компонентов по классам крупности.

На рис. 38 представлены примеры зависимости содержания ценного компонента от крупности d .

Из зависимостей (см. рис. 37, 38) видно, что использование избирательного дробления в процессе добычи возможно для

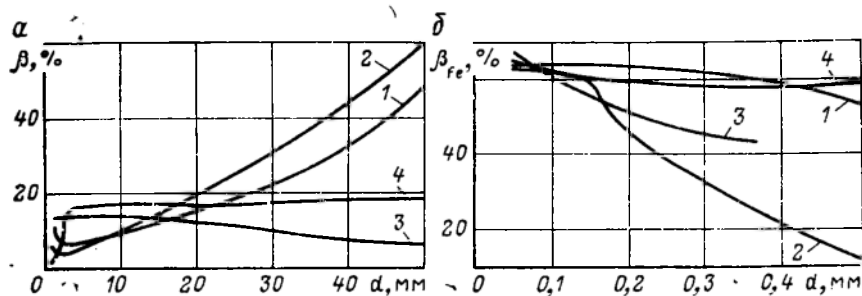


Рис. 38. Зависимость содержания ценного компонента от крупности:

a — золы в различных углях (1—3) и P_2O_5 в фосфоритовой руде (4); b — железа в узких классах, выделенных из концентратов обогатительных фабрик (1—4) соответственно Кондорской, Гороблагодатской, Соколовско-Сарбайской и Коршуновской

сильвинитовой, фосфоритовой руд и углей. Для обогащения с использованием избирательного разрушения в процессах добычи целесообразно использование операций, например, грохочения на виброгрохотах для углей и тонкого сухого грохочения для фосфоритовой и сильвинитовой руд.

Избирательное дробление применимо для полезных ископаемых, имеющих крупные агрегаты ценного компонента, которые отличаются по прочности от вмещающих пород. К таким полезным ископаемым следует отнести угли, бурожелезняковые руды, железные руды КМА, асбестосодержащие руды, калийные руды и некоторые другие.

Эффективность дробления определяется кинетической энергией, преобразуемой в работу разрушения при столкновении движущегося материала с преградой. Количество энергии E , затрачиваемой на разрушение, определяется массой m и скоростью движения куска v

$$E = mv^2/2.$$

Эффективное дробление кусков полезного ископаемого начинается с энергии, превышающей работу упругой деформации куска. Минимальную скорость, при которой кусок начинает разрушаться при ударе о преграду, называют критическо й.

Избирательное разрушение материала идет при условии

$$v_{k1} > v_m > v_{k2},$$

где v_{k1} ; v_{k2} — критические скорости разрушения компонентов полезного ископаемого; v_m — скорость соударения материала с рабочим органом дробилки.

Кроме энергетического режима дробления в дробилках избирательного дробления следует стремиться к организации центральных соударений. Нецентральные соударения приводят к резкому снижению селективности дробления вследствие наличия местных концентраций напряжений. Число нецентральных соударений, например, для молотковой дробилки зависит от параметров ее работы (радиуса вращения молотков или бил, числа рядов молотков, частоты вращения ротора, размера рабочей части молотка по окружности вращения, условий загрузки материала).

Избирательность дробления также зависит от числа степеней свободы в направлении разрушающего усилия. Избирательность увеличивается в дробилках (щековые, молотковые, барабанные), обеспечивающих большое число степеней свободы.

Барабанные дробилки, обладающие наибольшей избирательностью, получили название дробилок избирательного дробления.

Характерной особенностью дробилок избирательного дробления является совмещение операций дробления и грохочения или классификации в одном аппарате.

Дробилка ударного дробления (рис. 39,а) представляет собой конический грохот 1, соосно с которым установлен вал 2 с закрепленными на нем молотками 3. Разгрузка недробимых кусков осуществляется на сходе из конического грохота. Частоту вращения конического грохота ω_r и вала ω_b с молотками 3 выбирают в соответствии со свойствами полезного ископаемого. Дробилка устанавливается горизонтально, а продвижение материала в ней осуществляется за счет уклона, создаваемого поверхностью конического грохота. Материал, разрушенный до крупности зерен меньшей, чем размер отверстий грохота, выделяется в подрешетный продукт, собирается в сборник 4 и при переработке углей считается концентратом данной операции. В надрешетный продукт выделяются нераздробленные куски породы и посторонние предметы (дерево, металл).

Для дробления углей применяют дробилки эластичного дробления. При свободном (эластичном) ударе по зернам угля, падающим под действием силы тяжести, наблюдается избирательное дробление с получением продуктов, отличающихся по качеству.

Дробилка эластичного дробления (рис. 39,б) состоит из герметичного корпуса 4, снабженного патрубками для подачи воздуха 5, вывода тонкозернистого продукта 2 (волокнистый уголь фюзен), мелкозернистого продукта 7 (витрен и

кларен), неподвижно установленного барабана 13 с увеличивающимся книзу диаметром и встроенными в него коническими ситами 12 с диаметром отверстий 2—4 мм, вала 11 с закрепленным на нем распределительным диском 3, билами 10 и шарнирно закрепленными на них молотками 9. В барабан 13 введены патрубки для подачи исходного материала 1 и выдачи крепких разновидностей угля 8. Под патрубком 8 установлен гро-

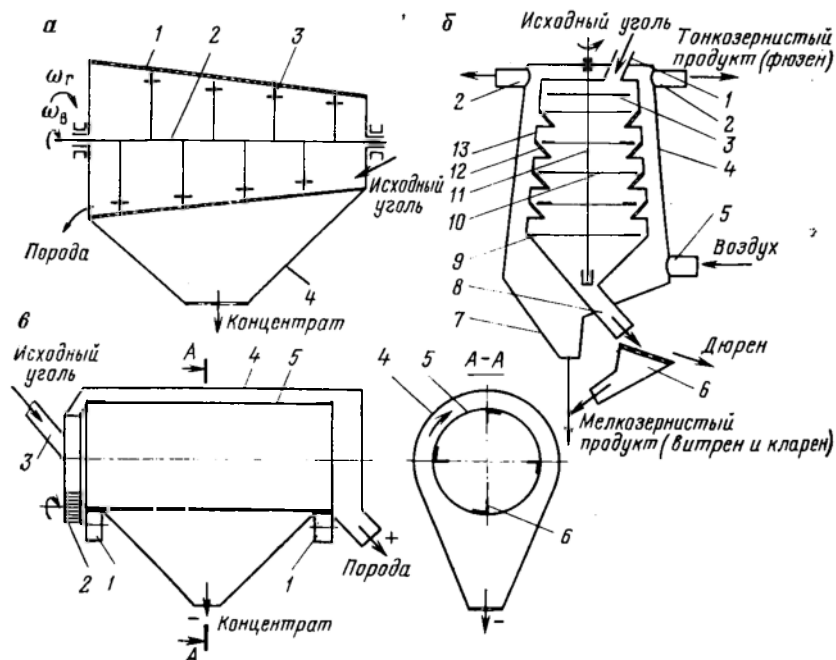


Рис. 39. Схемы дробилок избирательного дробления:

а — ударного дробления; б — эластичного дробления; в — полужесткого дробления

хот 6, который служит для дополнительного отделения менее прочных пород (витрен и кларен) от дюрена.

Исходный уголь поступает на диск 3, распределяющий его по периферийной части барабана 13 и направляющий на сита 12. Многократность эластичного дробления достигается при движении угля (под действием силы тяжести) мимо вращающихся бил 10 и молотков 9. Измельченный до крупности менее 2—4 мм уголь выводится из барабана 13 через сита 12. В кольцевом зазоре между барабаном 13 и корпусом 4 создают восходящий поток воздуха, с помощью которого тонкодисперсный уголь (волокнистый фюзен) выносится в патрубок 2. Более прочные разновидности угля (витрен и кларен) образуют мелкозернистый продукт и разгружаются через патрубок 7. Дюрэн — матовый уголь, обладающий наибольшей прочностью и меньше всего разрушающийся, через патрубок 8 разгружается

на грохот 3, где доизвлекают мелкозернистые витрен и кларен.

Особенностью дробилки эластичного дробления является применение двух разнотипных операций для выделения различных по крупности продуктов — воздушной классификации и грохочения.

Частота вращения вала дробилки может регулироваться в пределах от 200 до 1400 мин⁻¹. Производительность дробилки для эластичного дробления углей достигает 20 т/ч по исходному материалу при установленной мощности двигателя 30 кВт.

Дробилка полужесткого дробления (рис. 39,в) состоит из корпуса 4, цилиндрического барабанного грохота 5, лопаток 6, загрузочного патрубка 3, привода 2, выполненного в

Т а б л и ц а 17. Оценка избирательности дробления углей (Карагиндинский угольный бассейн)

Индекс пласта	Степень дробления		Показатель избирательности	Избирательность
	угля	породы		
K1	2,51	1,62	1,56	Средняя
K13	2,71	1,48	1,83	»
D4	3,81	1,52	2,51	Хорошая
D5	3,62	1,40	2,58	»
D8	3,46	1,32	2,61	»

виде зубчатой передачи, причем цилиндрический барабанный грохот устанавливается горизонтально и покоится на катках 1.

Исходный уголь подают по патрубку 3 внутрь барабана 5. С помощью спиралеобразно расположенных лопаток 6 уголь поднимается и падает с заданной высоты. При этом более прочные вмещающие породы практически не разрушаются, а уголь, как компонент, имеющий меньшую прочность, разрушается и проходит через отверстия барабанного грохота, образуя обогащенный продукт. Продвижение материала в дробилке осуществляется за счет спирального расположения лопаток. При выбранной для данного материала частоте вращения (6—20 мин⁻¹) угол наклона лопаток служит фактором регулирования скорости продвижения материала.

Наибольшее распространение в практике переработки углей получили дробилки полужесткого дробления (барабанные дробилки).

Кроме основного назначения, барабанные дробилки служат для очистки рядовых углей от посторонних предметов: дерева, металла.

Избирательное дробление в барабанных дробилках обеспечивает эффект только при значительном различии в прочности угля и породы, который оценивается показателем избирательности дробления компонентов, определяемым отношением степеней дробления угля и породы.

Принято считать избирательность дробления углей от 1—1,5 — низкой; 1,5—2,5 — средней; 2,5—3 — хорошей; >3 — высокой (табл. 17).

Угли Донбасса по классификации ДонУГИ делят на три группы:

угли марок Т, ПС, К, ПЖ, обладающие малой объемной прочностью, имеют ярко выраженную склонность к избирательному дроблению;

угли марок Г и Д со средней объемной прочностью имеют слабо выраженную склонность к избирательному дроблению;

Т а б л и ц а 18. Технические характеристики барабанных дробилок

Параметр	ДБ-22	ДБ-28	ДБ-35
Диаметр барабана, м	2,2	2,8	3,5
Длина барабана, м	2,8	4,5	5,6
Крупность исходного материала, мм	До 600	До 800	До 1200
Производительность, т/ч, при диаметре отверстий решета 50 мм	130	240	360
Частота вращения, мин ⁻¹	16,1	15,5	10—14
Мощность привода, кВт	20	75	90
Привод	Зубчатая передача		
Масса, т	19	30,8	49,4

антрациты, имеющие наибольшую объемную прочность и слабо выраженную склонность к избирательному дроблению.

Реализация избирательного дробления углей осуществляется в барабанных грохотах-дробилках, изготавливаемых Карагандинским машиностроительным заводом № 2 им. Пархоменко (табл. 18).

Зарубежные барабанные грохоты-дробилки, выпускаемые многими фирмами, имеют ряд отличий друг от друга. Так, дробилка «Бирмингем» фирмы «Лайвли Мэньюфекчеринг» (Великобритания) при диаметре свыше 3050 мм и длине 4670 мм имеет просеивающую поверхность, выполненную из отдельных кольцевых бандажей, расстояние между которыми, по требованию заказчика, может устанавливаться в пределах от 100 до 300 мм. Изменением диаметров бандажей по длине барабана изменяют конусность и, следовательно, скорость продвижения материала в дробилке.

Труднодробимые угли можно перерабатывать в барабанных дробилках фирмы «Мак-Нелли Питтсбург» (США) диаметром 4,2 м, предусматривающих отсеив мелочи перед дроблением, что повышает избирательность дробления.

Фирма «Пенсильвания Крашер» (США) выпускает дробилки типа «Бредфорд» для первичного дробления и классификации углей. Эти дробилки выпускают двух разновидностей с приводом через центральный вал и цепным приводом по внешнему ободу барабана.

Дробилки с приводом через центральный вал могут снабжаться молотками, т. е. реализуется принцип ударного и полужесткого дробления, что обеспечивает повышение производительности на 20—30%. На шахтах применяют дробилки с цепным приводом по внешнему ободу барабана, обеспечивающие пропуск крупных кусков. Производительность современных барабанных грохотов-дробилок достигает 2000 т/ч и удовлетворяет большинству предъявляемых к ним требований.

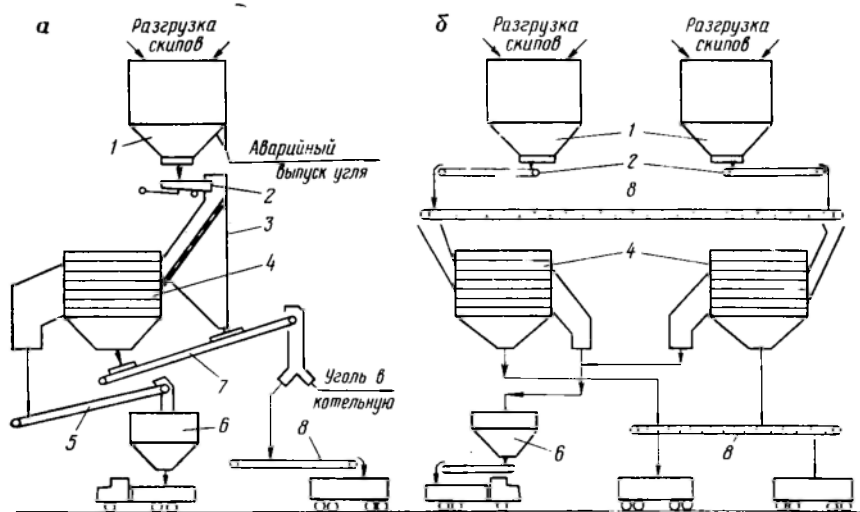


Рис. 40. Схемы цепи аппаратов поверхностных комплексов шахт «Долинская» (а) и «Казахстанская» (б)

Основное назначение барабанных грохотов-дробилок — это первичная обработка, и в связи с этим они komponуются в составе надшахтных комплексов.

В СССР барабанные грохоты-дробилки применяют на поверхностных комплексах шахт Карагандинского угольного бассейна, Кузбасса, на коксохимических заводах для подготовки углей перед обогащением и на перерабатывающих комплексах разрезов Челябинского бассейна. Широкое применение барабанные грохоты-дробилки нашли в США, Японии, Франции, ФРГ.

При использовании грохотов-дробилок применяют две разновидности технологических схем — с предварительным грохождением или без него.

Компоновка узла избирательного дробления на поверхностном комплексе ш. «Долинская» (рис. 40,а) включает приемный бункер 1 небольшой вместимости (30 т), уголь из которого питателем 2 подают на колосниковый грохот 3, надрешетный продукт направляют в дробилку 4 (ДБ-28), где и осуществляется избирательное дробление. Породу и посторонние предметы (над-

решетный продукт) — металлолом, дерево — направляют в бункер 6 и автотранспортом удаляют с территории шахты. Подрешетные продукты колосникового грохота и дробилки объединяются на конвейере 7 и направляются потребителям.

Поверхностный комплекс ш. «Казахстанская» (рис. 40,б) включает две параллельные секции, оборудованные дробилками ДБ-28, которые работают без предварительного грохочения. Секции включают бункеры 1, питатели 2, распределительный конвейер 3, барабанные дробилки 4, породный конвейер 5, бункер 6 и отгрузочный конвейер 8. Особенность схемы комплекса — отсутствие предварительного грохочения перед дроблением в барабанных дробилках.

Введение в технологические схемы переработки углей дробилок избирательного дробления позволило улучшить работу поверхностных комплексов, снизить забивку течек металлом и деревом и поднять качество отгружаемой продукции (табл. 19).

Таблица 19. Показатели предварительного обогащения углей с помощью дробилок ДБ-28

Шахта или фабрика	Производительность, т/ч	Зольность исходного угля, %	Подрешетный продукт		Надрешетный продукт	
			Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
«Долинская»	500	38	97,8	37,1	2,2	75
«Казахстанская»	1000	34,14	99,5	34	0,5	74,6
Им. Кирова	500	21,5	98,2	18,7	1,8	81,2

Исследования применимости избирательного дробления к более прочным полезным ископаемым показывают, что при избирательном дроблении богатых кондиционных руд КМА, а также некондиционных руд достигаются положительные результаты. Так, показано, что избирательное дробление и последующее разделение на сите с ячейкой 100 мм кондиционной руды КМА при содержании в исходной руде железа 54,15% и кремнезема 12,82% позволяют получить 6,19% прочных разностей с содержанием 40,9% железа и 28,88% кремнезема. Содержание в обогащенном продукте железа и кремнезема соответственно составило 55 и 11,7%.

§ 21. ИЗБИРАТЕЛЬНОЕ РАЗРУШЕНИЕ КОМПОНЕНТОВ В ПРОЦЕССАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Избирательное измельчение, как и избирательное дробление, использует различия в прочности компонентов полезного ископаемого. Избирательность разрушения компонентов полезного ископаемого в процессах измельчения определяется также оборудованием для измельчения. Так, мельницы, реализующие спо-

собы разрушения раздавливанием, истиранием, обеспечивают меньшую избирательность, чем мельницы, реализующие ударный способ разрушения.

Барабанные мельницы составляют основной класс машин, используемых в промышленности, поэтому возможность использования избирательного характера измельчения полезного ископаемого в барабанных мельницах представляет значительный интерес.

Обычно измельчение производится в совокупности с процессами гидравлической и воздушной классификации, чаще всего в замкнутом цикле с классифицирующим оборудованием. При измельчении без классификации эффект избирательного измельчения является следствием однократного измельчения материала и проявляется в концентрации ценного компонента в крупных или мелких классах.

При измельчении в замкнутом цикле с классификацией эффект избирательного измельчения усиливается за счет многократного прохождения песков классификации через мельницу.

Поскольку при классификации разделение частиц идет по скорости падения, а не по их размерам, то в пески попадают более плотные минералы, крупностью меньше заданной. Это явление еще более усиливает эффект избирательного измельчения и приводит к ошламованию полезного минерала, если он имеет меньшую, чем порода, прочность.

В практике обогащения известны следующие способы как использования, так и предотвращения избирательного измельчения:

- замена операции классификации процессом тонкого грохочения, т. е. переход от выделения по скорости падения частиц к выделению по геометрическим размерам;

- замена операции классификации обогатительной операцией, например флотацией, магнитной сепарацией, т. е. переход к выделению готовых раскрытых зерен (так называемые бесклассификационные схемы);

- применение комбинированных процессов, например флото-классификации;

- выведение из цикла измельчения крупных обогащенных или обедненных классов с помощью грохочения.

Причинами избирательного изменения размеров в процессах измельчения являются различия в прочности и твердости компонентов полезного ископаемого. Различия в прочности компонентов проявляются при разрушении путем раздавливания и удара. Различие в твердости проявляется при разрушении истиранием.

Если компоненты полезного ископаемого, которые требуется разделить, имеют различия в прочности, то для избирательного измельчения следует вести измельчение в режиме, близком к водопадному. Полезные ископаемые, отличающиеся по твердости, следует измельчать в режиме, близком к каскадному, с

преобладанием истирающих усилий и преимущественным использованием в качестве измельчающей среды самой руды (в режиме самоизмельчения). Избирательное измельчение можно проводить в аппаратах типа мешалок, перемешивающих рудную пульпу и обеспечивающих чистое истирание.

Магнетитовые руды измельчают в режиме, обеспечивающем использование различий в прочности компонентов. Так, при обогащении магнетитовых руд различных месторождений наблюдается концентрация железа в тонких классах получаемых кон-

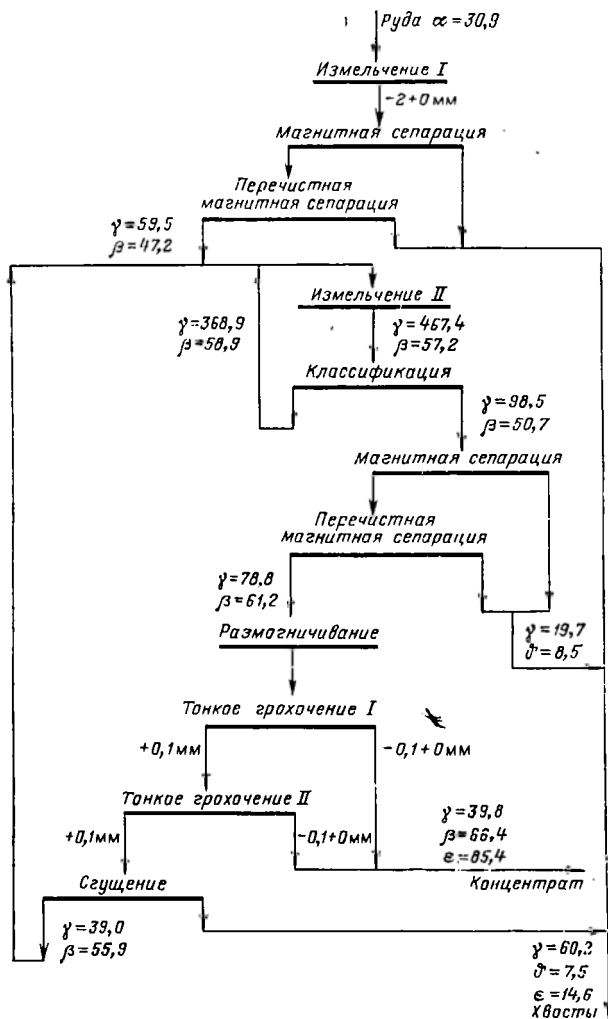


Рис. 41. Рекомендуемая схема переработки магнетитовых руд Коршуновского месторождения:

α , β — содержание железа соответственно в исходном материале и продуктах разделения, %; γ — выход продукта, %; θ — содержание в хвостах, %; ε — извлечение, %

центратов. Распределение железа в узких классах, выделенных из концентратов некоторых обогащательных фабрик, приведено на рис. 38,б. Видно, что с увеличением крупности фракций, выделяемых из железорудных концентратов, содержание железа в них уменьшается. Разделение класса $-0,074$ мм на два более узких подтвердило этот факт, что позволило С. П. Журавлеву рекомендовать схемы обогащения магнетитовых руд с использованием избирательного характера измельчения в барабанных мельницах с применением операции тонкого грохочения. Такое технологическое решение позволяет повысить качество концентрата и увеличить производительность мельниц.

Для руд со средне- и тонковкрапленным магнетитом (например, для руд Коршуновского месторождения) рекомендована следующая схема (рис. 41). Схема не требует тонкого (трехстадиального) измельчения и позволяет получать высококачественные концентраты с двумя стадиями измельчения. Для разгрузки операции тонкого грохочения введена грубая классификация в гидроциклонах, резко сокращающая поступление материала в сравнительно более дорогостоящую операцию тонкого грохочения.

Эффективность использования избирательного характера измельчения с тонким грохочением подтверждается данными по обогащению магнетитовых кварцитов, перерабатываемых Днепровским ГОКом. Грохочение промпродукта магнитного обогащения дает существенное приращение содержания железа в подрешетном продукте (табл. 20).

Таблица 20. Распределение железа по классам крупности в продуктах тонкого грохочения промпродукта магнитного обогащения магнетитовых кварцитов Днепровского ГОКа (по А. И. Бровко)

Класс, мм	Исходный пром-продукт		Надрешетный продукт		Подрешетный продукт	
	Выход класса, %	Содержание железа, %	Выход класса, %	Содержание железа, %	Выход класса, %	Содержание железа, %
+0,4	6,3	38,9	10,2	37,5	1	39,2
-0,4+0,16	33,1	54,1	34	54,1	17	54,3
-0,16+0	60,6	66,6	55,8	66,3	82	66,9
Исходный	100	60,8	100	59,3	100	64,3

Эти данные, а также практика работы некоторых зарубежных фабрик позволили рекомендовать схему обогащения тонковкрапленных магнетитовых кварцитов с тонким грохочением промпродукта в стадии доводки концентрата и доработкой его в отдельном цикле.

Избирательное измельчение путем истирания применяется для разделения минералов, имеющих различия в твердости.

Например, при необходимости выделения черного алмазного концентрата из россыпи, учитывая близость плотностей алмазов и кварца, возможно осуществление процесса избирательного измельчения в мельнице с галей и шарами небольших размеров, при котором более мягкий кварц переходит в мелкие классы и может быть выведен из процесса.

Якутнийпроалмазом исследован процесс самоизмельчения кимберлитов крупностью $-50+0$ мм в планетарных мельницах (размерами 1000×300 и 400×130 мм и производительностью 100 и 20 кг/ч соответственно). Показано, что сохранность кристаллов в два раза выше, чем при шаровом измельчении.

В настоящее время этот процесс реализован в промышленном масштабе на мельницах самоизмельчения диаметром 9000 мм.

Благоприятна для избирательного измельчения графитовая руда, компоненты которой имеют различную твердость. Так, графит имеет твердость по плоскостям спайности 1—2, а перпендикулярно им — 5, кварц — 7, кальцит — 3. При измельчении истиранием графит разрушается по плоскостям спайности и может быть сконцентрирован с помощью грохочения.

Избирательный характер измельчения можно использовать для предварительной концентрации ценного компонента при мягком (сухом или мокрым) истирании дробленых до крупности $-5+1$ мм осадочных марганцевых руд, фосфатных руд, осадочных железных руд оолитового типа, бокситовых руд брекчиевидной структуры, в которых боксит связан с кремнистым известняком, тальковых руд с доломитовой породой.

В. И. Ракитский, исследуя особенности самоизмельчения золотосодержащих руд шести месторождений, установил, что самородное золото и золотоносные сульфиды сконцентрированы в виде вкраплений различной крупности в кварце, содержание которого колеблется в пределах от 43 до 70%. Другие вмещающие породы — полевые шпаты, карбонаты и глинистые минералы, — в которых образуются золотоносные кварцевые жилы, золота и серебра практически не содержат. Исследование прочности кусков кварца, содержащего драгоценные металлы, и минералов, не содержащих их, показало, что прочность кусков одного и того же минерала одинаковой крупности до измельчения и после измельчения существенно различается (табл. 21).

Удельные разрушающие усилия возрастают с уменьшением крупности кусков для всех минералов. Отношение прочности кусков руды после измельчения к прочности кусков той же крупности того же минерала до измельчения принято называть коэффициентом упрочнения K_y . Увеличение прочности кусков с уменьшением размеров в процессе дробления и измельчения руды связано с уменьшением числа микротрещин, по которым преимущественно идет разрушение в начальный период.

Т а б л и ц а 21. Изменение прочности кусков золотосодержащей руды в процессе измельчения (по В. И. Ракитскому)

Средняя крупность куска, мм	Разрушающее давление, МПа		Коэффициент упрочнения	
	Кварц	Полевые шпаты	Кварц	Полевые шпаты
60	66,5/102,0	40,1/67,2	1,54	1,68
50	72,7/117,0	42/78	1,61	1,86
35	79,4/129,3	54,7/93,7	1,63	1,71
25	81,5/148,4	61,4/102,1	1,82	1,66
15	87,4/157,6	68,3/111,4	1,8	1,63
6	96,5/166,8	73,4/120,8	1,73	1,65
4	99,3/173,4	80,5/129,3	1,75	1,61
2,5	110/181,7	89/133,95	1,65	1,5
1,5	119/188	97/144	1,58	1,48
1	123/197,4	106,31/149,3	1,6	1,4

Примечание. В числителе приведено разрушающее давление кусков исходной руды, в знаменателе — кусков руды в разгрузке мельницы.

Поэтому в более тонкие классы перейдут глинистые минералы, пирит и частично карбонаты и серицит, имеющие большую трещиноватость.

Испытания, проведенные в режиме самоизмельчения золото-содержащих руд в лабораторной мельнице МБ 500×180 мм, показали, что в классе —2+0 мм без промывки измельченного продукта происходит концентрация породных минералов и снижается содержание золота. Так, при выходе класса —2+0 мм, равном 41,6%, содержание золота в нем снизилось в два раза, а при промывке измельченной руды выход класса —2+0 мм увеличился до 47,7%. Аналогичные изменения наблюдались и в отношении перераспределения серебра.

В ИРГИредмете при исследовании измельчаемости золото-содержащей руды, в которой золотое оруденение связано с кварц-сульфидными жилами и березитами, в мельнице самоизмельчения типа «Каскад» (2100×500 мм), установлено, что при измельчении руды крупностью —300+0 мм происходит перераспределение золота по классам крупности. Измельчение вели в замкнутом цикле с вибрационным грохотом, с получением готового продукта —1+0 мм при циркулирующей нагрузке 150—170%. При этом рудная загрузка крупнее 12 мм обеднена золотом, а наиболее бедным является класс —100+40 мм. Вывод отвального продукта —100+40 мм осуществляли с помощью окон в разгрузочной решетке размером 100 мм и разгрузочной бутары с размером ячеек 40 мм. Выход отвального продукта составил около 30%. После дробления он был пригоден для использования в строительстве.

Избирательность процесса самоизмельчения объясняется тем, что рудные минералы образуют значительные скопления в кварце и распределяются в березите.

Подобные исследования проводились в ЦНИИОлово применительно к оловосодержащим рудам (крупно-, средне- и тонко-

вкрапленным). Исследования зерен критической крупности при измельчении руды Шерловгорского месторождения показали, что класс $-50+15$ мм можно рассматривать как отвальный при выходе его до 30—35%. Аналогичные результаты по меди получены при измельчении олово- и медьсодержащей руды Солнечного ГОКа.

Избирательное измельчение наблюдается и при использовании самоизмельчения горно-химического сырья, например апатита. Избирательность измельчения при этом обеспечивает переход на более крупное измельчение, причем раскрытие ценного компонента не меньше, чем при более тонком измельчении. Дальнейшее загробление ведет к недораскрытию апатита.

Приведенные примеры указывают на возможность и целесообразность использования различий в прочности и твердости минералов в целях избирательного измельчения и последующего разделения с помощью операций грохочения или классификации на продукты различной крупности и качества.

В промышленной практике тонкое грохочение сухих и влажных материалов ведут в воздушной среде на вибрационных грохотах. Недостатком тонкого мокрого грохочения на виброгрохотах является унос воды в подрешетный продукт в начале грохота и резкое снижение эффективности грохочения обезвоженного продукта вследствие его комкуемости.

Возможна интенсификация процесса мокрого грохочения с помощью гидровибрационных грохотов. При грохочении в водной среде условия грохочения более благоприятны, так как выделение мелочи в подрешетный продукт происходит из хорошо разрыхленной смеси зерен и сегрегация зерен по крупности способствует проникновению мелких классов в подрешетный продукт.

Для грохочения тонких классов в водной среде предложен гидравлический грохот с «водяной подушкой» (рис. 42). В грохоте разделение по крупности осуществляется в движущемся потоке пульпы, внутри которого находится неподвижное сито 3, причем размеры граничного зерна определяются не только размерами отверстий сита, но и качеством постели, образуемой на сите из надрешетного продукта. Небольшое пространство под ситом грохота не позволяет обезвоживаться надрешетному продукту. Движение подрешетного продукта в пульпообразном состоянии создает подсос и улучшает выделение тонких классов в подрешетный продукт. Использование суживающегося желоба 1 позволяет разделять надрешетный продукт еще и по плотности. Распределение пульпы по ситу 3 осуществляется пластиной 2.

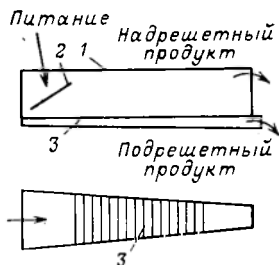


Рис. 42. Схема гидравлического грохота Недоговора — Лопатина — Дешица

Механобром разработан гидравлический плоский вибрационный грохот ГПГ-0,75 с площадью грохочения $0,75 \text{ м}^2$, обеспечивающий при выделении класса $-0,4+0 \text{ мм}$ удельную производительность до $34 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$.

За рубежом совершенствуются грохоты для тонкого сухого и мокрого грохочения в направлении улучшения технологических свойств просеивающей поверхности и конструкции грохота.

Улучшение свойств просеивающей поверхности для тонкого грохочения идет по пути использования новых износостойких материалов (полиуретана, резины и др.) с металлической несущей арматурой и без нее, секционирования просеивающей поверхности и других приемов.

§ 22. ПРОМЫВКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

К основным процессам разрушения полезных ископаемых на обогатительных фабриках помимо дробления и измельчения относится процесс дезинтеграции, используемый преимущественно для разрушения полезных ископаемых из вторичных (переотложенных) месторождений полезных ископаемых. Месторождения полезных ископаемых этого типа имеют общую особенность, заключающуюся в том, что ценный компонент или сцементирован, или загрязнен глиной или песчано-глинистой породой.

К глинистым породам обычно относят породы, содержащие больше 3% частиц крупностью меньше 5 мкм, а к собственно глинам — породы, содержащие свыше 30% частиц указанной крупности. Глинистыми минералами являются монтмориллониты, иллиты, каолиниты.

Основным свойством глин является изменение консистенции в зависимости от объема поглощенной воды. Все иные компоненты вторичных полезных ископаемых не обладают таким свойством и не размокают в воде. Процесс дезинтеграции переотложенных полезных ископаемых использует механическую неоднородность компонентов и гидронестойкость глин — способность распускаться в воде на первоначальные частицы и агрегаты. Такое свойство, как гидронестойкость, в основном определяется эффектом Ребиндера, заключающимся в том, что в присутствии воды происходит адсорбция ионов внутренними поверхностями частиц в микротрещинах и связывание в этих щелях воды, вызывающей расклинивающий эффект.

Дезинтеграция глинистых пород, их диспергирование происходят за счет механического воздействия рабочих органов аппаратов, воды и в некоторых случаях воздуха. Рабочие органы машин разрушают комья, увеличивают поверхность материала. При трении рабочих органов о материал тонкодиспергированные частицы переходят в воду, а к свежообнаженным поверхностям обеспечивается доступ воды, растворяющей клеящие

пленки гелей и соли, проникающей в поры, расклинивающей наслоение, механически разрыхляющей и снимающей частицы глины.

Таким образом, главным свойством, определяющим эффективность процесса дезинтеграции, является прочность компонентов при разрушении в водной среде.

В процессе дезинтеграции тонкодисперсные глинистые частицы отделяются друг от друга и от более прочных компонентов, которые они связывают, и переводятся во взвешенное состояние. В зависимости от крупности прочного компонента, наличия песков и состава для отделения глинистых частиц используют процесс грохочения или классификации. Процесс, объединяющий в себе операции дезинтеграции, грохочения или классификации, реализованный в одном или нескольких аппаратах и применяемый для обогащения полезных ископаемых, называют *промывкой*.

В процессе промывки вначале осуществляется операция избирательного изменения размеров — дезинтеграция, а затем — разделение компонентов полезного ископаемого по крупности.

Промывка используется при обогащении россыпных месторождений редких и благородных металлов, руд черных металлов (железа, марганца), фосфоритов, каолинов, строительных (песка, щебня), флюсов и др. Промывка полезных ископаемых играет роль обогатительной операции и применяется в качестве как предварительной, так и окончательной операции обогащения.

Для руд, ценные компоненты которых сцементированы глиной, операция дезинтеграции является первой операцией технологического цикла — процесс идет без предварительного дробления. Для руд, загрязненных глиной (например, известняк), перед дезинтеграцией обычно осуществляется операция дробления.

Физические свойства глин и промывистость. В процессах дезинтеграции в основном разрушается связующий компонент — глина, поэтому ее свойства определяют в значительной мере процесс дезинтеграции. Разрушение более прочного компонента носит подчиненный характер и не оказывает существенного влияния на промывку, однако в некоторых случаях приводит к избыточным потерям полезного компонента. Поэтому при рассмотрении процесса дезинтеграции учитывают физико-механические свойства глин, такие, как плотность, пластичность, сопротивление сдвигу, структурную вязкость, определяющие прочностные характеристики глин, и такие, как пористость, водопроницаемость, размокание, набухание, естественная влажность, определяющие гидростойкость глин.

Среди физико-механических свойств первой группы факторов выделяют пластичность. Пластичность характеризуется способностью изменять форму под действием внешних сил без разрывов сплошности и сохранять полученную форму после удаления внешней силы.

Пластичность характеризуется числом пластичности P (%), равным разности между влажностью глины на верхнем и нижнем пределе пластичности,

$$P = W_{\text{в}} - W_{\text{н}},$$

где $W_{\text{в}}$ — влажность, при которой глина переходит из пластичного состояния в жидкое, %; $W_{\text{н}}$ — влажность, при которой глина теряет пластичность, %.

Среди физико-механических свойств второй группы выделяют размокание и набухание, определяющие гидростойкость глин.

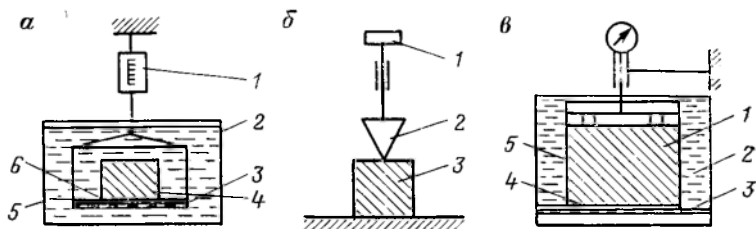


Рис. 43. Определение стойкости глин в водной среде:

а — по размокаемости: 1 — весы; 2 — емкость с водой; 3 — емкость с сетчатым днищем; 4 — образец; 5 — вода; 6 — фильтровальная бумага; *б* — по степени погружения балансирующего конуса в образец глины: 1 — груз; 2 — конус; 3 — образец; *в* — по набуханию глин: 1 — образец; 2 — вода; 3 — сетка; 4 — фильтровальная бумага; 5 — цилиндр

Стойкость глин в водной среде определяют по размокаемости, по степени погружения конуса в образец глины, по ее набуханию и увеличению в объеме (рис. 43).

Способы определения гидростойкости глин

Показатель гидростойкости глин

Определение размокаемости глин по Синельникову

t_p — время размокания, с, при $dm/dt=0$. Здесь m — масса глины на сите, г

Определение погружения балансирующего конуса по Бойченко

$$h = d \frac{\sqrt{3}}{2},$$

где h — глубина проникновения конуса, мм; d — диаметр отпечатка конуса, мм

$$H = 100(h_1 - h_0)/h_0 = 100 \Delta h/h_0,$$

Определение набухания глин по Васильеву

где H — удельное набухание, %; h_1 , h_0 — соответственно конечная и начальная высота образца, мм.

Для определения размокаемости (рис. 43,а) глин из испытуемого материала вырезают кубики со стороной 50 мм, которые помещают на сетку 3 с размером отверстий 10 мм и погружают в емкость 2 с водой без перемешивания. За показатель размокаемости принимают время полного разрушения образца, которое может устанавливаться визуально или посредством взвешивания образца в воде. Непрерывное определение

остатка на сите с помощью весов позволяет изучать динамику процесса и, кроме того, определять момент окончания опыта. Этот момент наступает при $dm/dt=0$.

Свойства глины определяют и по погружению (рис. 43,б) в образец 3 конуса 2 массой 76 г с углом конусности 30° . Нагружение осуществляют с помощью груза 1. Измеряют диаметр d отпечатка и определяют глубину погружения по выражению $h=d\sqrt{3}/2$. Эта величина и служит характеристикой пластичности глин. Образцы перед испытанием на погружение конуса выдерживают до максимального набухания.

Набухание глин (рис. 43,в) определяется путем помещения образца 1, вырезанного цилиндром 5, на пористое днище в воду и измерения изменения его высоты с помощью микрометрической головки. Изменение высоты образца, отнесенное к его первоначальной высоте, выраженное в процентах, дает удельное набухание.

Комплексной оценкой процесса промывки является промывистость, под которой понимают способность рыхлых отложений размываться в потоке воды до такого состояния, при котором минеральные зерна не связаны друг с другом и освобождены от глинистых примесей.

Классификация полезных ископаемых по промывистости с помощью различных параметров приведена в табл. 22.

В. В. Троицкий ввел понятие размываемости, или диспергируемости, и распространил его на процесс дезинтеграции. Он показал, что удельные расходы электроэнергии не зависят от интенсивности перемешивания и являются основными показателями размываемости глин и промываемости полезного ископаемого.

Основным свойством, определяющим размываемость, или диспергируемость, глин, является предельное напряжение сдвига. Увеличение предельного напряжения сдвига увеличивает время промывки и удельный расход электроэнергии. В практике рекомендуется прочность глины определять не предельным напряжением сдвига, а глубиной погружения конуса пластомера Бойченко.

При исследовании механизма и оценке процесса промывки используют извлечение и скорости извлечения глинистых примесей в слив. Избирательность изменения размеров компонентов полезного ископаемого в процессе дезинтеграции следует определять по характеристикам раскрытия компонентов, показателю избирательности перевода компонента в заданный класс крупности. Для оценки эффективности процесса промывки можно пользоваться формулой Ханкока.

Промывочные машины. Типы промывочных машин приведены на рис. 44.

Барабанные промывочные машины имеют вращающуюся ванну, дезинтеграция в которой производится за счет трения кусков друг о друга и о движущиеся поверхности

Т а б л и ц а 22. Классификация материалов по промывистости

Материал	Физические свойства полезного ископаемого				
	Число пластичности, %	Содержание глины (по К. В. Соломину), %	Максимальная молекулярная влагоемкость, %	Высота погружения стандартного конуса (по Е. Е. Серго), мм	Выход глинистых и шламовых фракций (—0,1+0 мм), %
Легкопромывистый	≤ 3	≤ 2	≤ 7	8—10	≤ 10
Среднепромывистый	3—15	2—12	7—15	6—8	10—15
Труднопромывистый	15	12—25	15—20	3—6	15—20
Весьма труднопромывистый	—	> 25	> 25	< 3	> 30

машины, а также частично за счет удара кусков и резания о полки и позволяет дезинтегрировать материал крупностью до 300 мм.

Барабаны (ванны) промывочных машин помещают на опорные металлические или пневматические катки, некоторые из которых служат в качестве ведущих. Для предотвращения осевого смещения барабанов служат упорные ролики.

Движение материала в барабане осуществляется за счет небольшого уклона барабана в сторону разгрузки. Ускорение продвижения материала достигается за счет спирали или спиралеподобных лопастей. Вода в барабан может подаваться как со стороны загрузки материала (прямоточная подача), так и со стороны разгрузки (противоточная подача). Вода расходуется для дезинтеграции и последующего ополаскивания материала.

В зависимости от характера рабочей поверхности барабана (перфорированная или сплошная) выделяют следующие разновидности: промывочный барабанный грохот, бутара, скруббер и скруббер-бутара.

Промывка материала в бутарах совмещает две операции: дезинтеграцию и грохочение. Для повышения эффективности грохочения частоту вращения необходимо снижать до 30—40% критической, а для повышения эффективности дезинтеграции необходимо повышать частоту вращения до 70—80% критической, чтобы поднимать материал на большую высоту и интенсифицировать процесс за счет ударного разрушения кусков друг о друга.

Промывочные барабанные грохоты имеют невысокую степень дезинтеграции. Для ее повышения часто бутары со стороны загрузки выполняют без перфораций, у разгрузочного конца устраивают небольшой кольцевой порог, а на внутренней стороне барабана устанавливают полки для подъема материала.

Бутары на драгах (длиной до 16 м) называют дражными бочками. Они выполняются отдельными секциями или ставами,

Параметры процессов дезинтеграции и грохочения		Параметры процессов дезинтеграции и классификации	Расход электроэнергии (по Б. В. Невскому), кВт·ч/м³
Эффективность грохочения класса —4+0 мм в барабанном грохоте, %	Время промывки в барабанном грохоте при $E=80\%$, мин	Время промывки в корытной мойке, мин	
80	<50	—	0,25
65,8	50—120	2,5	0,25—0,5
40—65	>120	4	0,5
<40	—	6	—

между которыми устанавливают невысокие кольцевые пороги. Промывочные грохоты и бутары применяют для легко- и среднепромывистых материалов.

Для труднопромывистых материалов применяют скрубберы и скруббер-бутары. Скрубберы небольшой производительности устанавливают под небольшим углом. Тяжелые скрубберы устанавливают горизонтально. Скрубберы футеруют плитами из марганцовистой стали и снабжают лопастями, расположенными спиралеобразно, для обеспечения транспортирования материала и его дезинтеграции.

Технические характеристики барабанных промывочных машин приведены в табл. 23.

Совмещение в одном агрегате скруббера и бутары позволяет разделить процессы дезинтеграции и грохочения. Эффективность работы промывочных бочек повышается, однако это не позволяет устранить следующие недостатки:

на сеющую поверхность поступает материал неограниченной крупности (валуны, камни), что снижает эффективность грохочения и требует утолщения просеивающей поверхности;

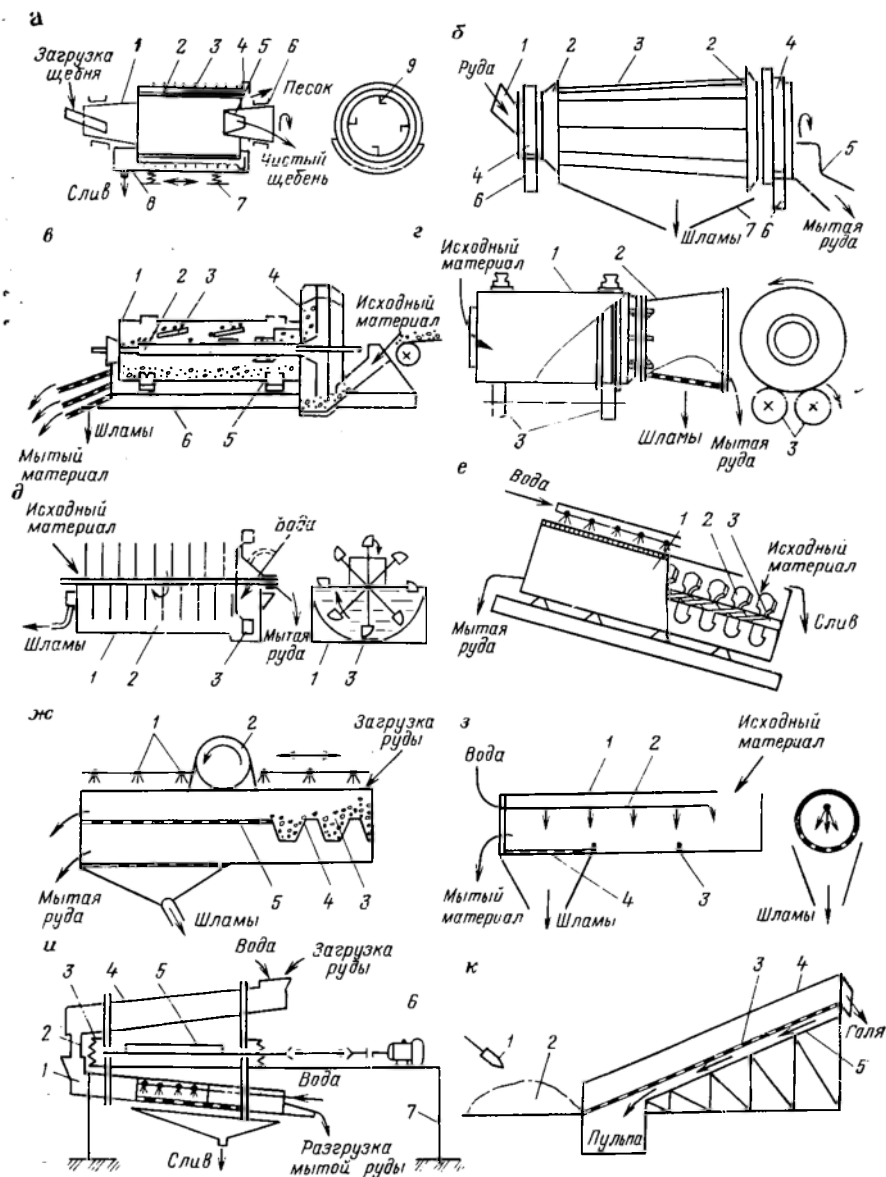
уменьшаются размеры просеивающей поверхности за счет крепления ее к элементам несущего каркаса;

невозможность регулирования интенсивности процесса дезинтеграции при изменении промывистости песков.

Для исключения попадания на просеивающую поверхность крупных валунов, камней устанавливают ограничительно-барабанный колосниковый грохот, размером прямоугольных отверстий которого и регулируют крупность материала, поступающего на просеивающую поверхность. Расстояние между основной и ограничительной просеивающей поверхностью принимают больше или равным трем диаметрам максимального куска.

Увеличения использования просеивающей поверхности достигают за счет крепления ее на отдельных стойках, а не на несущих элементах каркаса.

В целях регулирования процесса дезинтеграции и грохочения скруббер-будару выполняют с консольной бударной частью. Опорные бандажи устанавливают на стороне скрубберной части и близко к центру тяжести со стороны бударной части. Угол наклона регулируют с помощью домкрата, обеспечивающего подъем скрубберной части.



Производительность выпускаемых серийно консольных скрубберных агрегатов АСК-1-50 и АСК-1-100 составляет соответственно 50 и 100 м³/ч при мощности привода 17 и 30 кВт. Применяются для средне- и труднопромывистых материалов.

Корытные промывочные машины реализуют способ дезинтеграции материала за счет трения кусков о рабочие

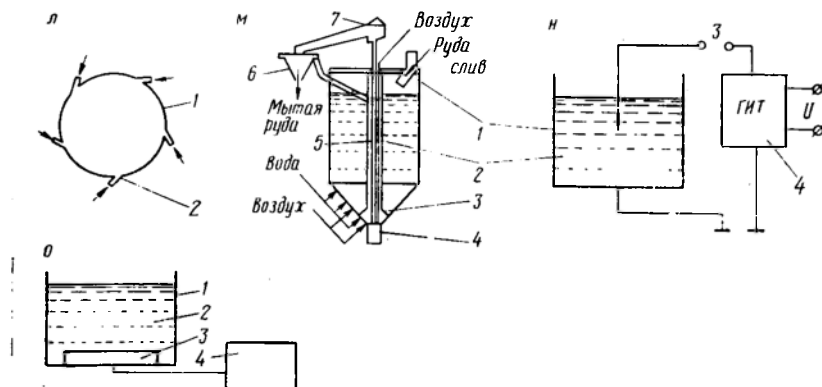


Рис. 44. Схемы промывочных машин:

а — промывочный грохот: 1 — конус; 2 — барабан; 3 — спираль; 4 — элеваторное колесо; 5, 6 — разгрузочные конусы; 7 — амортизатор; 8 — поддон; 9 — полки; 6 — бутара; 1 — загрузочный лоток; 2 — торцовые кольца; 3 — перфорированный барабан; 4 — бандаж; 5 — разгрузочный лоток; 6 — опорные ролики; 7 — сборник; в — скруббер: 1 — барабан; 2 — лопастной вал; 3 — транспортирующие лопасти; 4 — загрузочное устройство; 5 — ролик; 6 — рама; 2 — скруббер-бутара: 1 — барабан скруббера; 2 — барабан бутары; 3 — опорные и приводные ролики; д — горизонтальная корытная мойка: 1 — корпус; 2 — лопасти; 3 — ковшовый элеватор; е — наклонная корытная мойка: 1 — корыто; 2 — лопасти; 3 — вал; ж — вибрационная промывочная машина для легкопромывистых материалов: 1 — брызгала; 2 — вибровозбудитель; 3 — материал; 4 — ступенчатое днище; 5 — решетка; з — вибрационная промывочная машина для среднепромывистых материалов: 1 — трубчатая ванна; 2 — брызгала; 3 — пороги; 4 — решетка; и — вибрационная машина для труднопромывистых материалов: 1 — нижняя промывочная ванна; 2 — течка; 3 — амортизатор; 4 — верхняя промывочная ванна; 5 — вибровозбудитель; 6 — электродвигатель; 7 — рама; к — гидровашгерд: 1 — гидромонитор; 2 — исходный материал; 3 — грохот; 4 — борта; 5 — поддон; л — струйная: 1 — ванна; 2 — сопла для подачи воды; м — башня: 1 — бетонный корпус; 2 — обсадная труба; 3 — колпак; 4 — шлюз; 5 — эрлифт; 6 — сгустительная воронка; 7 — деаэрационная камера; н — электрогидравлический дезинтегратор: 1 — бак; 2 — пульпа; 3 — воздушный разрядник; 4 — генератор импульсов тока; 5 — разрядный электрод; о — ультразвуковой дезинтегратор: 1 — бак; 2 — пульпа; 3 — магнитострикционный преобразователь (ПМС-6); 4 — ультразвуковой генератор УЗГ-10М

органы машины и друг о друга. Применяют корытные мойки для промывки средне- и труднопромывистых материалов крупностью до 100 мм. Основным устройством служат один или два вала с закрепленными на них непрерывной спиралью или отдельными элементами (бичи, мечи, сабли), расположенными по спиральной линии и помещенными в корыта прямоугольной в плане, овальной или прямоугольной формы в разрезе.

Тонкодиспергированные в процессе дезинтеграции глинистые частицы выносятся потоком воды, движущимся навстречу потоку промываемого материала (противоток), в отдельный продукт.

Промываемый материал продвигается и одновременно дезинтегрируется от загрузки к разгрузке спирально или же спиралеобразно расположенными элементами. Снижение скорости продвижения материала, т. е. увеличение времени нахождения материала в корыте, достигается за счет установки части лопастей спирали или спиралевидно расположенных элементов с обратным углом наклона.

Т а б л и ц а 23. Технические характеристики барабанных промывочных машин

Параметр	Промывочные грохоты			Легкие скрубберы		Скрубберы тяжелого типа ММК-33	Скруббер-бутары	
	ГБ-1,5	О-89А	Промывочный агрегат	С-12	С-387		СБ-1,3	СБ-12
Производительность: т/ч	60—90	75	—	90	150	250	—	80
м ³ /ч	—	—	20	—	—	—	30	—
Максимальная крупность промываемого материала, мм	300	300	40	—	150	300	150	150
Диаметр барабана, мм	1500	1330	1200	1300	2000	3350	1300	1300
Общая длина, мм	4200	8300	2160	—	5457	10770	5200	—
Частота вращения, мин ⁻¹	10,4	16	10	19,5	12,2	15	20	26,5
Расход воды, м ³ /ч	4—6	4—8	—	—	3—6	2—4	6—10	—
Установленная мощность, кВт	4,5	28	13	13	40	500	7	17
Масса, т	5,12	12,63	8,5	5,43	11,7	154	5,57	—
Завод-изготовитель	1	1	2	3	4	5	3	3

П р и м е ч а н и е. Заводы-изготовители: 1 — Усольский завод горного оборудования; 2 — СоюздорНИИ; 3 — завод «Труд», Новосибирск; 4 — Нязепетровский завод строительных машин; 5 — разработка Магнитогорского металлургического комбината.

Корыто мойки может устанавливаться горизонтально и наклонно. В наклонной мойке обезвоживание промытого материала производится за счет перемещения материала в приподнятую часть корыта, где и производится выгрузка. Наклонные мойки устанавливают под углом к горизонту 7—12°. В горизонтальных мойках обезвоживание и разгрузка осуществляются с помощью элеватора с перфорированными ковшами или элеваторного колеса. К классу корытных моек относится дражная пескомойка конструкции Уралмеханобра, имеющая горизонтальную и наклонную части и осуществляющая выгрузку с помощью скребкового конвейера.

Технические характеристики выпускаемых корытных моек приведены в табл. 24 и 25.

Промывка в струйных машинах с помощью высоконапорных струй производится в гидровашгердах и струйных промывочных машинах.

Гидровашгерд применяется для промывки золотоносных песков, причем дезинтеграция и перемещение материала в основном осуществляются за счет энергии струй воды, выделение

Таблица 24. Технические характеристики наклонных корытных моек

Параметры	К-12	К-14	МК-1	С-651 (ГЛ-16)	К-7
Производительность:					
т/ч	100	150	125	—	30—60
м³/ч	—	—	—	16	—
Максимальная крупность промываемого материала, мм	100	100	50	80	—
Диаметр окружности, опи- сываемой лопастями, мм	1200	1400	880	850	750
Угол установки лопастей к оси вала, градус	65	65	65	68—72	—
Число заходов лопастей спирали	2	2	1	1	1
Шаг лопастей спирали, мм	660	700	560	750	—
Частота вращения лопаст- ных валов, мин⁻¹	15; 12; 9,4	15; 12; 9,4	20—25	19,5	16; 21; 32
Установленная мощность привода, кВт	55	75	40	20	31,9
Габаритные размеры ван- ны, мм:					
длина	9050	9050	7000	—	—
ширина	2936	3346	1840	—	—
Масса, т	23,05	30,88	115,08	8,45	10,5
Завод-изготовитель	1	1	2	3	4

Примечание. Заводы-изготовители: 1 — Днепропетровский завод горно-шахтного оборудования; 2 — Пермский завод горно-шахтного оборудования; 3 — Ниязпетровский завод строительных машин; 4 — разработка Южгипроруды.

дезинтегрированного материала ведется на установленном наклонно неподвижном грохоте. Эффект размыва невысок, так как давление в гидромониторе не превышает 400 кПа.

Интенсивность дезинтеграции резко увеличивается в струйных промывочных машинах при использовании высоконапорных струй с давлением до 1,2—2,5 МПа и расходе части энергии на перемешивание материала. Преимущество струйного способа промывки заключается в снижении энергозатрат. Кроме того, струйный промывочный агрегат не имеет движущихся узлов и деталей. Интенсивность дезинтеграции возрастает при подогреве стенок ствола монитора, вследствие чего увеличивается скорость истечения воды.

В отличие от гидровашгерда, где дезинтеграция осуществляется управляемой струей воды, в струйных машинах направле-

апаратура і пристрої, що використовуються для контролю та управління процесом, а також для збору та аналізу даних.

For Tobacco	MBM	MBM-1	MITM-3.2	A-0.8	A-2	A-3.15
150	150	150	250	—	—	—
70	70	70	70	80	80	80
3	3	3	3	1	1	1
2400	2400	2400	3200	—	—	—
8,4	8,4	8,4	6,9	6,5	5,5	4,5
64,8	64,8	63,7	146,3	0,5	4	20
7180	7030	8655	3000	4480	8820	8820
9665	10230	12360	870	2680	3370	3370
3770	3820	5115	900	2180	2530	2530
61	58,8	115	0,6	5	16,5	16,5
1	1	1	2	2	2	2

ние струи жестко фиксировано и выбрано таким образом, что обеспечивает вращение материала.

В промышленном варианте струйного промывочного агрегата имеется камера предварительного размыва сечением 400 мм² с 14 соплами и промывочная камера диаметром 325 мм и длиной 3,5 м с 36 соплами. Вода подается к соплам от трех насосов, один из которых подает воду под давлением 2,2 МПа, а два других — в промывочную камеру под давлением 1,6 МПа. При

Таблица 26. Технические характеристики вибрационных промывочных машин

Параметр	Л-150	Для легкопромывистых материалов			Для труднопромывистых материалов СМД-88
		ВМИ-25	ВМИ-40	ВМИ-100	
Производительность, м ³ /ч	30—70	25	40	100	50—60
Крупность промываемого материала, мм	150	70	100	150	150
Частота колебаний, Гц	16,3	16	16	16	12,5
Амплитуда колебаний, мм	6	6	6	6	6
Установленная мощность, кВт	40	20	28	30	44
Расход воды, м ³ /т	1	—	—	—	1
Габаритные размеры ванны, мм:					
длина	2500	2000	3200	3200	3000
ширина	684	400	500	800	800
высота	—	500	650	900	—
Масса, т	3,8	1,6	2,7	5	8,9
Завод-изготовитель	1	2	2	2	3

Примечание. Заводы-изготовители: 1 — разработка ВНИИнеруды; 2 — разработка ВНИПИстромсырье; 3 — костромской завод «Строммашина».

общем расходе воды 180 м³/ч на материале крупностью до 100 мм и установленной мощности привода 225 кВт машина обеспечивает производительность до 150 т/ч.

Вибрационные промывочные машины диспергируют глинистый материал за счет вибрационного воздействия рабочих органов, вследствие чего наблюдается непрерывная циркуляция материала и трение кусков друг о друга. Вибрационные машины разработаны в основном для промывки крупнозернистого материала и подразделяются по назначению на группы: для легкопромывистых, среднепромывистых и труднопромывистых материалов. Вибрационные промывочные машины являются относительно новым классом машин, обеспечивающим снижение металлоемкости, энергоемкости и уменьшение габаритов.

Машины для легкопромывистых материалов представляют собой модернизированные виброгрохоты. В промывочных грохотах выделяется зона промывки и зона грохочения (обезвоживания). Вибрации накладываются перпендикулярно к направ-

лению движения материала. Интенсификация процесса дезинтеграции осуществляется за счет профилированного днища, заполняемого водой (или грохот помещается в воду). В машинах этого класса комовая глина не размывается. Степень дезинтеграции повышается при увеличении амплитуды колебаний и помещении на грохот дезинтегрирующих элементов (цепей).

Технические характеристики вибрационных промывочных машин приведены в табл. 26.

В машинах для среднепромывистых материалов интенсификация процесса дезинтеграции достигается за счет наложения

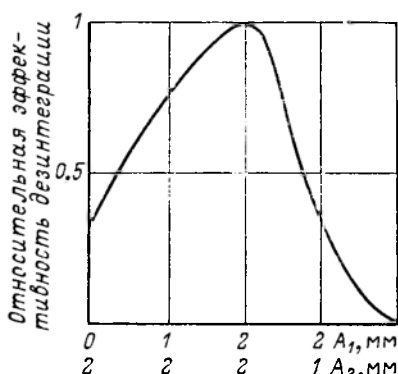


Рис. 45. Зависимость эффективности дезинтеграции от соотношения амплитуд горизонтальной и вертикальной составляющей вибрации (A_1 , A_2 — соответственно горизонтальная и вертикальная составляющие амплитуды)

круговых вибраций поперек движения материала (рис. 45).

Наибольший эффект дезинтеграции достигается при одновременном воздействии вибрации в двух взаимно перпендикулярных направлениях, так как при таком характере воздействий достигаются наибольшие контакты частиц друг с другом. Эти положения реализованы в промывке при наложении круговых вибраций на движущийся материал, что обеспечивает дезинтеграцию материалов с содержанием глины до 10%. Машины, реализующие данный принцип, отличаются конструкцией ванн, их компоновкой, типом и размещением вибровозбудителя. В практике применяют двух- или четырех-

ванные конструкции с размещением между ваннами вибровозбудителя, создающего круговые вибрации ванн в плоскости, перпендикулярной движению материала.

Ванны устанавливают иногда с наклоном в сторону разгрузки. Улучшение дезинтеграции достигается за счет установки порогов поперек и по ходу движения материала. При открытой ванне воду подают через брызгала, а при закрытой — вместе с материалом. Для споласкивания материала воду через брызгала подают со стороны разгрузочного конца ванны.

Для труднопромывистых материалов разработана трубчатая четырехзвенная промывочная машина. Ванны соединены между собой попарно. В них осуществляется последовательная обработка материала. Верхние и нижние ванны установлены наклонно по ходу материала. Материал с верхней ванны по соединительной точке поступает в нижнюю. В верхней ванне осуществляется дезинтеграция, в нижней завершается диспергирование, происходит споласкивание и обезвоживание. Поддержание уровня в каждой из ванн осуществляется под-

порными порогами. Интенсификация процесса дезинтеграции достигается за счет установки сменных решеток с продольными порогами высотой 20 мм.

Ультразвуковая дезинтеграция полезных ископаемых происходит за счет воздействия ультразвуковых волн на глину, ослабления структуры, разрыва связей. Ультразвуковая дезинтеграция возможна только для глин, в которых ценный компонент представлен мелкими включениями. Этот способ целесообразно применять или в комбинации с другими способами дезинтеграции, или же в окончательных стадиях промывки. Подобный способ дезинтеграции разработан сотрудниками Московского горного института, предложившими интенсифицировать процесс дезинтеграции с помощью акустических колебаний. В качестве источника колебаний служит пневматический излучатель.

Промывка полезных ископаемых в промывочных башнях использует явление гидронестойкости, т. е. дезинтеграция идет за счет размокания глины. Интенсификация этого процесса достигается путем подачи сжатого воздуха. Выделение диспергированных глинистых частиц осуществляется путем классификации.

Промывочная башня представляет собой закрытый цилиндрический резервуар с коническим дном диаметром 5—10 м и высотой цилиндрической части 6—12 м при общей высоте до 20 м. Коническая часть обеспечивает подачу мытой руды к эрлифту и посторонних предметов в шлюз для их улавливания и последующего вывода с помощью секторного затвора. Загрузка руды производится в верхнюю часть башни. Выгрузка мытой руды осуществляется с помощью эрлифта, который поднимает ее в сепаратор. В сепараторе выделяют мытую руду и слив, который направляют снова в башню. Через сопла в коническом днище подаются промывочная вода и воздух, способствующий дезинтеграции глины. Промывочная вода омывает частицы руды и выносит диспергированный тонкодисперсный материал в сливной кольцевой желоб. Спокойные условия классификации обеспечиваются отбойниками.

Промывочная башня в зависимости от промывистости руды может работать в двух режимах: непрерывном и дискретном. В отечественной практике промывочные башни используют применительно к бурожелезняковым оолитам.

Техническая характеристика промывочных башен приведена ниже.

Производительность, т/ч	120—150
Максимальный размер кусков, мм	25
Диаметр, м	5,5
Высота, м	6,1
Полезный объем башни, м ³	150
Расход воздуха, м ³ /мин	5,5
Диаметр трубы эрлифта, мм	250
Подача эрлифта, м ³ /ч	300

§ 23. ОТТИРКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Процессы оттирки используют при переработке стекольных песков, горного хрустала, полевых, хромитовых шпатов, хромитовых концентратов, искусственных минералов, а также при подготовке к флотации углей.

При оттирке происходит интенсивный износ поверхности частиц. Иногда поверхностные пленки, образовавшиеся на минералах, препятствуют процессу обогащения или резко снижают качество продуктов переработки. Решающее значение для процесса очистки поверхности частиц имеют не различия в прочности, твердости поверхностных образований и самой частицы, а местоположение пленки.

Т а б л и ц а 27. Технические характеристики оттирочных машин

Параметр	ОМ-1220/2,4	ОМ-1000/1	ОМ-600/0,28
Производительность по твердому, т/ч	50	25	7
Крупность обрабатываемого материала, мм	3—0	3—0	3—0
Содержание твердого в питании, %	70	70	70
Объем ячейки, м ³	2,4	1	0,28
Мощность привода, кВт	30	15	7,5
Масса, кг	4800	2600	1580

Учитывая, что толщина пленки, а следовательно, и размер частиц, получаемых при ее разрушении, значительно меньше размеров основного минерала, с которого удаляется пленка, в качестве разделительного можно использовать процесс классификации или тонкого грохочения.

В настоящее время оттирку минералов от загрязняющих пленок производят механическим, ультразвуковым и комбинированным способами.

Механический способ оттирки позволяет очищать только открытую поверхность минералов. Для очистки механическим способом пленок в микротрещинах требуется дополнительное разрушение, что не всегда допустимо.

Ультразвуковой способ оттирки позволяет удалять пленки и из микротрещин. Комбинация механического и ультразвукового способов позволяет достигать высокой степени очистки за счет удаления пленок как с поверхности минерала, так и из микротрещин. Интенсификация процессов оттирки может достигаться за счет химического растворения, понижения прочности пленок и предохранения поверхности от загрязнения в процессе обработки при использовании химических веществ.

Наибольшее распространение процесс оттирки получил при обогащении кварцевых песков. В некоторых случаях, например,

для получения кварцевого концентрата I сорта из песка Егановского месторождения Моск. обл. процесс оттирки является единственной обогащательной операцией.

Исследования процессов оттирки кварцевых песков показали, что переход от оттирки во флотационной машине ФМР-25 к оттирке в оттирочной машине конструкции Уралмеханобра, способной перемешивать плотные пульпы (до 70% по твердому) направленными встречными потоками, увеличивает эффективность оттирки на 10%.

Технические характеристики промышленных оттирочных машин приведены в табл. 27.

В лабораторных условиях испытан оттирочный аппарат с конусной ребристой мешалкой, создающей в зазоре 1—2 мм высокочастотные колебания, близкие к ультразвуковым. По сравнению с обработкой во флотационной машине получено повышение эффективности оттирки на 19,5%.

Дальнейшее повышение степени оттирки связано с применением поверхностно-активных веществ (например, хлористого натрия), кальцинированной соды, хлорной извести, способствующих снижению микротвердости кварца и лимонита. В лабора-

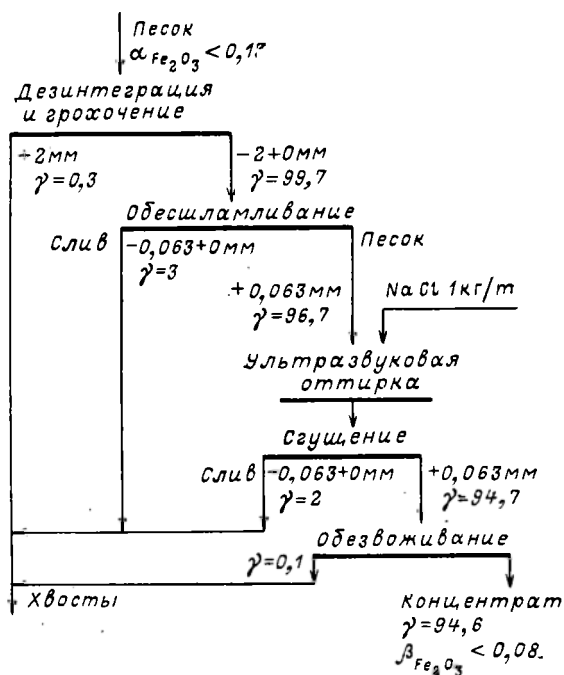


Рис. 46. Технологическая схема получения кварцевого концентрата I сорта из песков Егановского месторождения:

$\alpha_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$, $\beta_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$ — содержание Fe_2O_3 соответственно в исходном материале и в концентрате, %; γ — выход продукта, %

торных и полупромышленных условиях показана возможность отделения пленочного железа в окисленной форме до 80% в акустических оттирочных аппаратах с применением неорганических понизителей твердости.

Выпуск кварцевого концентрата I сорта может быть осуществлен по схеме (рис. 46), содержащей в качестве основной обогатительной операции избирательное разрушение поверхностных пленок путем оттирки и промывки. Получение кварцевого концентрата высшего сорта для выпуска сортового стекла требует применения флотации, магнитных методов обогащения и в некоторых случаях химического обогащения. Оттирка и последующее обесшламливание могут рассматриваться как операции предварительного обогащения и как операции подготовки поверхности к другим процессам обогащения, например флотации. Операция очистки поверхности имеет значение при механической оттирке окисленных угольных шламов, а также при получении формовочных песков, где чистота поверхности рассматривается как показатель их качества.

§ 24. ДЕКРИПИТАЦИОННОЕ РАЗРУШЕНИЕ

Декриптация — избирательное раскрытие, основанное на способности отдельных минералов разрушаться по плоскостям спайности при нагревании и последующем быстром охлаждении или только при нагревании.

Процесс декрипитационного разрушения объясняется наличием кристаллизационной воды, газовой-жидких включений, низкой теплопроводностью отдельных минералов, ярко выраженной спайностью. Наличие газовой-жидких включений, кристаллизационной воды при нагреве приводит к появлению значительных внутренних напряжений в минерале, что является причиной появления трещин и разрушения минералов. Неоднородные тепловые свойства компонентов полезного ископаемого при нагреве также приводят к появлению множества очагов внутренних напряжений. Увеличение внутренних напряжений достигается резким охлаждением поверхности кусков полезного ископаемого, что приводит или к его разрушению, или к ослаблению связей между минералами.

К минералам, растрескивающимся при нагревании, относят альбит, барит, кальцит, каменную соль, кианит, силлиманит, сподумен, флюорит, некоторые виды слюд и др. Температура растрескивания названных минералов различна и находится в пределах 400—1100°C. Температура растрескивания зависит от взаимопорастаяния минералов. Такие минералы, как кварц, железистые минералы, растрескиваются слабо. Резкое охлаждение полезного ископаемого в воде усиливает процесс разрушения.

В результате декрипитационного разрушения полезных ископаемых происходит концентрация компонентов в узких классах (табл. 28).

в узких классах крупности при декримпационном разрушении

Основная разрушения		Выделенный класс крупности, мм	Выход, проц	Содержание компонента, %	Извлечение компонента, %
и 1000—1200°С мате- плотность —20+0,2 мм, то из исходной руды	Исходная руда	+0,2 —0,2+0 —0,2+0	63,4 35,4 1,2	0,43 4,39 1,33	14,2 85 0,8
		—2,5 —2,5+0,1 —0,1+0	66 32,7 1,3	39,5 94,9 86,1	44,5 53,5 2
и 600°С матернала о —19+6,7 мм	Исходная руда	—2,5 —2,5+0,1 —0,1+0	66 32,7 1,3	39,5 94,9 86,1	44,5 53,5 2
		—2,5 —2,5+0,1 —0,1+0	66 32,7 1,3	39,5 94,9 86,1	44,5 53,5 2

Наиболее широкое применение процесс декрипитационного разрушения получил при переработке сподуменовых руд.

В литиевых рудах ряда месторождений ценный компонент представлен α -сподуменом, который при обжиге при температуре 1100—1200°C переходит в β -сподумен с изменением плотности от 3,15 до 2,4 г/см³. При этом он рассыпается в порошок крупностью до 0,15 мм, порообразующие минералы (кварц, полевой шпат, слюда) таких изменений не претерпевают.

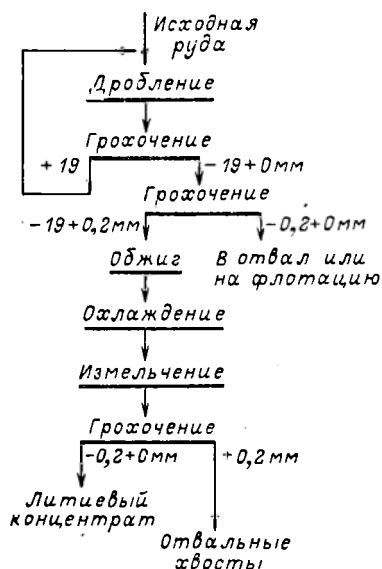


Рис. 47. Технологическая схема обогащения сподуменовых руд месторождения Кет-Лейк (Канада)

Переработку сподуменовой руды месторождений Кет-Лейк (Канада) ведут по схеме (рис. 47), включающей дробление исходной руды до 19 мм, выделение класса — 0,2+0 мм в качестве отвального продукта, обжиг класса — 19+0,2 мм во вращающихся барабанных печах при температуре 1100—1200°C, охлаждение руды, последующее осторожное измельчение в шаровой мельнице с резиновой футеровкой и дальнейшее тонкое грохочение или воздушную классификацию.

Декрипитационное разрушение достигается при помощи трех самостоятельных операций: обжига, охлаждения и измельчения. Кроме того, подготовка к декрипитационному разрушению и последующее выделение узких классов крупности требуют тонкого грохочения, т. е. избирательность процесса определяется многими факторами, следующими из особенностей реали-

зации каждой из названных операций.

Появляющиеся новые технологические решения по декрипитационному разрушению (термодроблению) кварц- и графитсодержащего сырья позволяют надеяться на дальнейшее развитие процесса декрипитации.

§ 25. ТЕРМОХИМИЧЕСКОЕ РАЗРУШЕНИЕ

С давних пор известен процесс производства извести, включающий процессы термической обработки известняков и последующего гашения (разварки) огарка. Результаты этого процесса показывают, что необожженный известняк, некоторые другие минералы, встречающиеся в известняках, после гашения сохраняют свою форму и размеры, в то время как обожженный известняк при гашении переводится в тонкодисперсную фракцию.

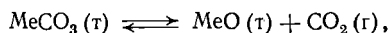
Эти наблюдения, по-видимому, и послужили основой при

разработке процессов термохимического избирательного изменения размеров разделяемых компонентов.

Избирательное термохимическое разрушение применяют для руд, породная часть которых представлена некоторыми карбонатами, например кальцитом, магнезитом, сидеритом, а ценный компонент при этом представлен термически устойчивыми минералами — пироксеном, фторапатитом и др.

Обогащение с использованием избирательного изменения размеров компонентов осуществляют по следующей схеме: термическое разложение, гашение в воде огарка и последующая классификация, при которой в минусовой продукт выводят гидроокиси кальция, магния или железа.

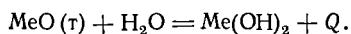
Термическая диссоциация карбонатов идет по реакции



где Me — металл; т — твердое; г — газ.

Процесс термической диссоциации идет с поглощением тепла и для карбонатов разных металлов начинается при различных температурах. Так, термическое разложение кальцита начинается при температуре 900—910, магнезита при 670 и сидерита при 400°C.

Гашение продукта термического обжига идет по реакции



Операция гашения идет при значительном выделении тепла (Q). При этом часть воды превращается в пар, а куски огарка рассыпаются в рыхлую массу гидрооксида металла, которая при перемешивании переводится в тонкодисперсное состояние.

Такие факторы, как температура, время обжига и крупность обжигаемого материала, определяют эффективность перевода карбонатов в последующей операции гашения в тонкодисперсное состояние. Установлено, что повышение температуры обжига позволяет снизить время обжига. Так, при температуре 1000°C и времени обжига 2 ч достигается перевод в тонкодисперсное состояние 90% кальцита из карбонатовой руды, содержащей пироксеном и апатит. При обжиге той же руды при температуре 900°C в течение 2 ч в тонкодисперсную фракцию переводится только 58% кальцита, а увеличение этого показателя до 90% достигается только при увеличении времени обжига до 8 ч.

Крупность руды, направляемой на термохимическое разложение, может достигать 70—100 мм. Время обжига оптимизируют для каждого перерабатываемого класса. Верхняя граница температуры ограничена не только свойствами ценных компонентов.

Улучшение показателей процесса избирательного разрушения достигают при очистке поверхности неразрушенных минералов продукта гашения путем интенсивного перемешивания, отгирки.

При исследовании процесса термохимического разрушения карбонатитовых руд, содержащих в качестве ценного компонента

пирохлор и апатит, процессу обжига подвергали класс $-30+10$ мм при температуре 1000°C в течение 2 ч. Гашение огарка осуществляли в воде при разжижении $R=3:1$. Очистку поверхности частиц песковой фракции огарка проводили в стержневой мельнице с небольшой загрузкой стержней. Зависимость показателей обогащения указанной руды при выделении в концентрат материала различной крупности приведена в табл. 29.

Т а б л и ц а 29. Показатели обогащения карбонатитовой руды (по А. С. Черняку)

Крупность шламов, мм	Выход от исходной руды, %		Извлечение, %		
	концентрата	шламов	ниобия	фосфора	окиси каль- ция в шламы
$-0,15+0$	18,92	49,2	77,5	60,4	93,6
$-0,062+0$	21,14	50,02	81,5	73,3	92,7
$-0,043+0$	22,82	47,82	87,7	80,1	93
$-0,01+0$	22,6	48,5	91,2	90,1	92,2

При термохимическом обогащении пирохлор изменяет окраску от желтовато-серой, зеленовато-серой и бурой до белой и розовой. По данным химического анализа розовый пирохлор не отличается по химическому составу от пирохлора в исходной руде. Магнитные свойства пирохлора в процессе обжига не изменяются.

Отличительной особенностью процесса является хорошее раскрытие сростков пирохлора с карбонатами, сростки пирохлора с флогопитом, гематитом и апатитом остаются.

При исследовании термохимического разрушения карбонатитовых руд нескольких отечественных месторождений, содержащих пирохлор и имеющих тонкую вкрапленность его (от $0,001$ до $0,003$ мм) при содержании менее $0,1\%$ по Nb_2O_5 , установлена возможность получения черного концентрата при извлечении ниобия 85% против 25% традиционными методами. Последующее обогащение и кислотная доводка позволяют получать кондиционные концентраты при себестоимости, не превышающей себестоимости обогащения обычными методами.

Термохимическое разрушение известняковых руд приводит к получению ценных побочных продуктов (углекислота и известь).

Рассматриваемым методом исследовалась обогатимость осадочных редкометаллических руд, карбонатно-фосфоритных руд, карбонатно-фосфатной руды, карбонатно-марганцевых руд. Исследования показали возможность получения высоких технологических результатов.

В промышленных масштабах метод термохимического разрушения получил применение при переработке карбонатно-марганцевых и карбонатно-фосфатных руд.

Начало использованию энергии сжатой среды в целях разрушения полезных ископаемых положено в 1932 г., когда был предложен взрывной способ разрушения, заключающийся в создании избыточного давления в кусках разрушаемого материала, последующей выдержки материала под избыточным давлением и резкого сброса давления.

При высоком давлении газообразная среда проникает в поры и трещины, имеющиеся в разрушаемых кусках, затем при

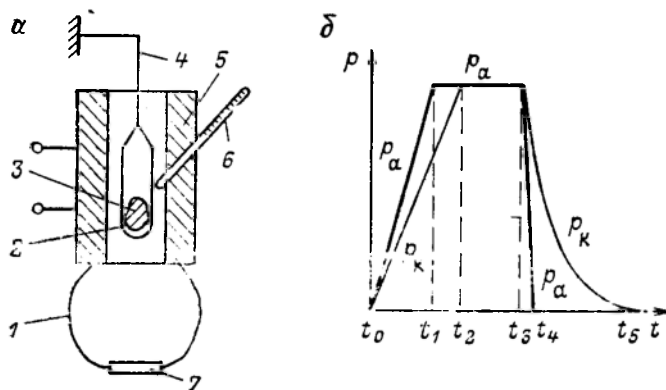


Рис. 48. Разрушение сжатой средой:

a — схема установки Тимрота; *б* — зависимость давления в ампуле и куске от времени; 1 — мешок; 2 — стеклянная ампула; 3 — кусок; 4 — нить; 5 — электропечь; 6 — термометр; 7 — металлическая пластинка

резком сбросе (снятии) давления газ расширяется и разрушает куски материала за счет разности давлений внутри куска и на его поверхности.

Советский исследователь Тимрот в 1934 г. предложил использовать в качестве разрушающей среды пар.

Для разрушения пробы полезного ископаемого она помещается в стеклянную ампулу 2 с заданным содержанием воды, запаивается и подвергается нагреву, например, с помощью электропечи 5 до температуры, обеспечивающей расчетное давление в ампуле (рис. 48, *a*). После этого нить подвеса 4 ампулы перерезают и она, падая на металлическую пластинку 7, разбивается. Давление на поверхности кусков резко падает, и куски разрушаются. Зависимость давления в ампуле p_a и куске p_k во времени показана на рис. 48, *б*. Возрастание давления в ампуле приводит к увеличению его и в куске, с некоторым отставанием во времени. Это отставание и делает необходимой некоторую выдержку Δt_b материала для достижения заданного давления в ампуле ($\Delta t_b = t_2 - t_1$). В момент разрушения ампулы t_3 начина-

ется быстрый спад давления на поверхности куска, который заканчивается в момент t_4 , т. е. $\Delta t_c = t_4 - t_3$. В куске давление падает медленно из-за ограниченного размера микрощелей. Разность давлений $p_k - p_a = \Delta p$ и определяет процесс взрывного разрушения куска.

Взрывной способ используют для разрушения таких материалов, как уголь, асбестовая руда, пегматитовая редкометалльная руда, дерево. Увеличение пористости материала увеличивает эффект взрывного разрушения.

Усовершенствованная установка Снайдера для разрушения представлена на рис. 49. Работает установка следующим обра-

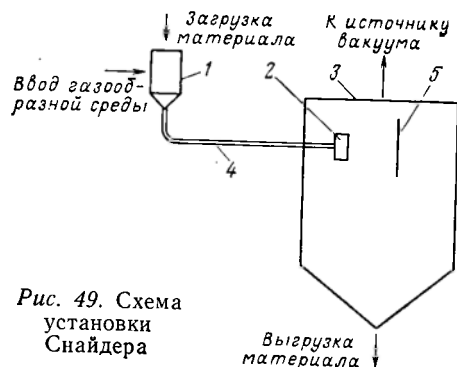


Рис. 49. Схема установки Снайдера

зом. В камеру 1 загружают исходный материал, создают в ней с помощью газообразной среды заданное давление и через определенное время открывают быстродействующий клапан 2. В камере 3 при этом поддерживается вакуум. Разрушаемый материал за счет действия разности давлений в камерах 1 и 3 разгоняется по трубопроводу 4 и на выходе из него ударяется об отбойную плиту 5. Разрушенный материал выгру-

жается через затвор в нижней части камеры 3.

Предполагают, что в установке идут два процесса: взрывного и струйного разрушения. Именно такое толкование физической сущности процесса нашло отражение в термине «взрывно-струйное» измельчение.

Процесс взрывного разрушения в установке Снайдера включает 4 стадии (создание и выдержка материала под давлением, движение материала по трубопроводу-соплу, сброс давления на вылете из трубопровода-сопла и удар об отбойную плиту). В первых двух стадиях обеспечивается разупрочнение материалов за счет адсорбционного эффекта газа в порах, трещинах и плоскостях срастания минералов и за счет образования микротрещин вдоль поверхностей срастания минералов, а в последующих стадиях — разрушение за счет внутреннего избыточного давления газообразной среды и вследствие удара об отбойную плиту. Степень дробления материала за один «выстрел» находится в пределах 1,5—3.

Процесс разрушения за счет чистого сброса давления пара нашел промышленное применение при выколке изумрудов из вмещающих пород.

Уралмеханобром проведены исследования эффективности обогащения железных руд (высокогорской магнетитовой, кач-

канарской титаномagnetитовой, железных кварцитов ЮГОКа) магнитной сепарацией и показано, что при измельчении в установке Снайдера эффективность обогащения возрастает на 2—4%, а содержание раскрытых зерен в обогащаемых классах выше для всех исследованных классов.

По данным американских исследователей, измельчение руд в установке дает повышение технологических показателей в последующих процессах обогащения по сравнению с обычными методами измельчения. Так, например, при обогащении тонковкрапленной железной руды месторождения Лейк-Сент-Джозеф (США) достигнуто повышение извлечения железа и качества грубых концентратов на 2%, при обогащении порфировой медной руды повышение извлечения и качества медного концентрата составило 1—3%, при обогащении медно-никелевой руды Канады достигнуто повышение извлечения меди и никеля в соответствующие концентраты на 4 и 1%.

Использование процесса разрушения асбестосодержащей руды сжатой средой позволяет получать более вскрытое волокно, большее извлечение и лучшее качество концентратов. Измельчение железной губки с помощью данного процесса и последующая магнитная сепарация позволили установить, что вдавливание частиц кремнезема в губку, как это имеет место при обычных методах измельчения, не происходит, и это позволяет уменьшать содержание кремнезема с 4 до 2%.

Таким образом, процесс использования энергии сжатой среды позволяет существенно увеличить избирательность разрушения полезных ископаемых и превзойти энергетический КПД процессов разрушения, достигаемый в традиционных методах измельчения.

Зарубежные исследователи процесса считают возможным увеличение производительности установок до 90 т/ч за счет организации циклической работы нескольких (2—8) камер высокого давления при крупности исходного питания до 50 мм.

§ 27. РАЗРУШЕНИЕ С ПОМОЩЬЮ ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА

В 1950 г. советским изобретателем Л. А. Юткиным разработана и изготовлена промышленная установка для разрушения горных пород с использованием высоковольтного разряда в жидкости. В настоящее время известно о применении электрогидравлического эффекта (ЭГЭ) в металлообработке (формовка трубчатых и полых деталей, формовка деталей из малопластичных материалов, больших габаритов), горном деле (бурение, дробление и измельчение), сельском хозяйстве, пищевой промышленности, в процессах химической технологии и других отраслях промышленности.

При электрическом разряде в жидкости выделяют три основные стадии: стриммерную, яркой вспышки и дугового разряда.

Стриммерная стадия длится от момента подачи напряжения на электроды до завершения пробоя промежутка. На этой стадии наблюдается рост нескольких стриммеров (пробоя) по пути наименьшего сопротивления между электродами. Заканчивается эта стадия тогда, когда один из стриммеров достигнет противоположного электрода или встречного стриммера. Длительность стриммерной стадии составляет несколько микросекунд.

С окончанием стриммерной стадии сопротивление рабочего промежутка резко падает и происходит выделение большей части энергии, накопленной в конденсаторе. Плотность тока в канале разряда на 3—4 порядка выше, чем в период стриммерной стадии, и достигает сотен килоампер. Канал разряда ярко светится, и поэтому эта стадия получила название стадии яркой вспышки. Увеличение канала разряда приводит к снижению плотности тока в нем.

При значительных мощностях источника энергии разряд из стадии яркой вспышки переходит в дуговую, при котором ток поддерживается за счет термоэмиссии катода.

Значительные мощности, выделяющиеся в канале разряда, приводят к нагреву вещества до десятков тысяч градусов, его испарению и ионизации. Продукты разряда ведут себя подобно газообразным продуктам взрыва.

Разрушение при высоковольтном разряде в жидкости идет за счет следующих явлений: сверхвысоких гидравлических ударных волн, явления кавитации, ультразвукового излучения, резонансных явлений.

При пробое рабочего промежутка, т. е. на стадии яркой вспышки, при расширении канала разряда образуется ударная волна, распространяющаяся в виде зоны сжатия с крутым передним фронтом, с давлением в зоне сжатия в несколько ГПа. Скорость распространения ударной волны превышает скорость распространения звуковых волн.

С уменьшением тока в разрядном контуре плазма в канале разряда остывает и деионизируется, что при предшествующем расширении зоны канала приводит к образованию полости пониженного давления и к нескольким циклам расширения-сжатия, т. е. к кавитационным явлениям.

Для реализации электрического разряда в жидкости необходим источник, способный накапливать электроэнергию и выдавать ее в ограниченное время. В качестве такого источника служат генераторы импульсов тока с емкостным накопителем энергии. К основным узлам генератора импульсов тока относят узел регулирования уровня напряжения, повышающий трансформатор, блок выпрямления напряжения, накопительную емкость, коммутирующее устройство.

В качестве нагрузки служит рабочая камера с рабочим искровым промежутком. Основными характеристиками электрического разряда являются выделяемая энергия, длительность разряда и изменение мгновенной мощности по времени. Эти характеристики определяются свойствами генератора импульсов тока и рабочей камеры: напряжением на конденсаторе в начале разряда, емкостью конденсатора, размером промежутка между электродами, сопротивлением среды, индуктивностью разрядной цепи.

Схема генератора импульсов тока приведена на рис. 50. Ограничение импульсов тока в зарядной цепи достигается путем последовательного включения активного сопротивления R на низкой стороне. Коэффициент полезного действия зарядной цепи генератора достигает 30%.

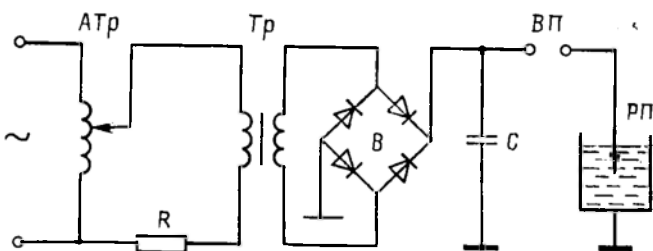


Рис. 50. Схема генератора импульсов тока с активным сопротивлением в зарядной цепи:

АТр — автотрансформатор; Тр — трансформатор; ВП — воздушный промежуток; РП — рабочий промежуток; R — сопротивление; C — емкость; L — индуктивность; B — выпрямитель

Для дробления и измельчения горных пород и искусственных материалов Л. А. Юткиным предложены электрогидравлические дробилки. Особенностью электрогидравлических дробилок для проводящих материалов является отсутствие контакта одного или обоих электродов с дробимым материалом. При нахождении между электродами проводящего материала разряд в рабочем промежутке не происходит, так как он замыкается через проводящий материал. И поэтому проводящие материалы при дроблении в электрогидравлических дробилках или же сильно разбавляют материалом-носителем — непроводником, или же требуется исключить закорачивание дробимым материалом (проводником) рабочего промежутка в камере.

Усиление эффекта дробления достигают за счет придания крышке (дробилки) специальной формы и ее футеровки материалом, устойчивым к воздействию ударной волны, в дробилках с «параллельным» разрядом и установки отражателя совместно с электродом в дробилках с «перпендикулярным» разрядом. В дробилках с «перпендикулярным» разрядом роль

второго электрода играет решетка с проводящим материалом.

Широкое применение электрогидравлического эффекта для дробления горных пород затрудняется высокими расходами электроэнергии, малыми сроками службы электрооборудования и повышенной опасностью при использовании высокого напряжения.

Схема электрогидравлической дробилки представлена на рис. 51.

Частота включения рабочих электродов 1 и 2 дробилки регулируется параметрами специальной разрядной цепи R_1C_1 и разрядником I_1 . При включении разрядника I_1 вызывается пробой воздушного промежутка I , образованного из электродов рогообразной формы, и рабочего промежутка. Токи, протекаю-

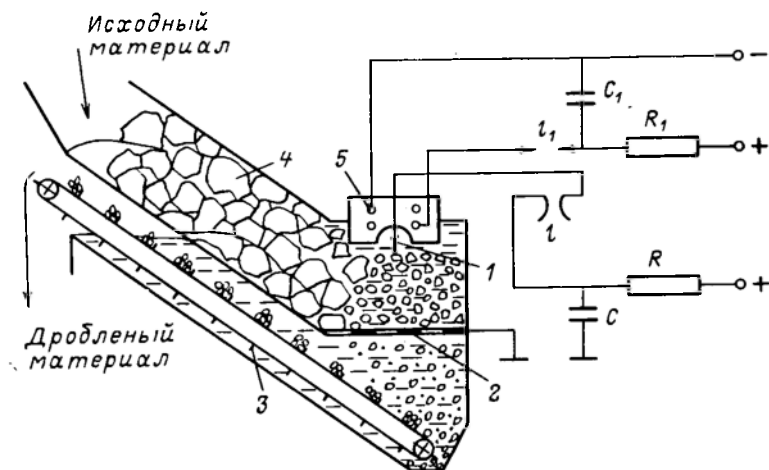


Рис. 51. Схема электрогидравлической дробилки:

1 — электрод; 2 — решетка-электрод; 3 — разгрузочное устройство; 4 — загрузочное устройство; 5 — катушка обратного тока (R_1 , C_1 , I_1 — элементы цепи задания частоты разрядов; R , C , I — элементы цепи заряда-разряда)

щие по обратному проводнику, проложенному рядом с воздушным промежутком, выдувают из него плазму и прерывают тем самым процесс разряда.

Селективный характер электрогидравлического дробления был установлен Л. А. Юткиным при дроблении кимберлитов и шлаков металлургического производства. В опытах по дроблению кристаллов алмаза с вмещающими породами было достигнуто полное измельчение вмещающих пород без каких-либо повреждений алмазов. Впоследствии исследование по селективному дроблению алмазосодержащих пород были продолжены в Томском политехническом институте и доведены до практической реализации в дробилке для геологоразведочных партий.

Особенно нагляден селективный характер разрушения металлургических шлаков, имеющих чисто металлические включения, обладающих хорошей проводимостью и практически не разрушающихся в процессе дробления. Крупные куски металла требуют вывода их из процесса для предотвращения закоорачивания электродов.

§ 28. ИЗМЕНЕНИЕ РАЗМЕРОВ ЧАСТИЦ С ПОМОЩЬЮ ТЕРМООБРАБОТКИ

Избирательное изменение размеров разделяемых компонентов может осуществляться не только за счет селективного разрушения, но и за счет селективного увеличения размеров частиц.

Так, при переработке труднообогатимых серных руд по флотационной технологии получение концентратов высокого качества затруднено. Много серы теряется со сбросками.

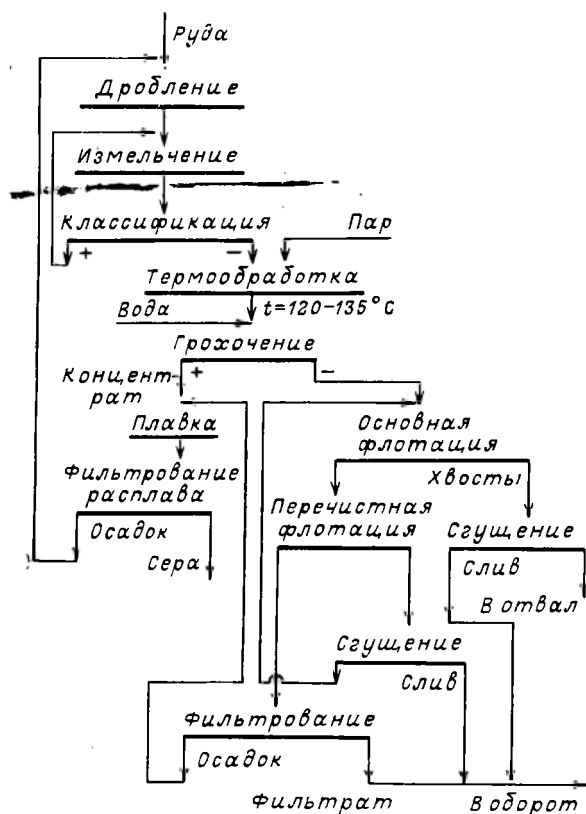


Рис. 52. Комбинированная схема переработки тонковкрапленной серной руды методом «Кемикл Констракшен корпорейшн» (США)

Для раскрытия компонентов из сростков и увеличения размеров частиц серы применена термообработка, при которой используется различие в температурах плавления серы и вмещающих пород. Метод термообработки заключается в нагревании обрабатываемого продукта до температуры плавления серы, образования водной эмульсии и последующего ее охлаждения.

Длительность операции плавления определяется крупностью обрабатываемого продукта и для концентратов составляет примерно 30 мин. Соотношение твердой и жидкой фаз для образования водной эмульсии определяет возможность коалесценции серы в более крупные капельки и поддерживается в пределах 40—50% по твердому. Улучшение процесса коалесценции серы достигается при небольшой частоте вращения мешалки.

Операция охлаждения эмульсии производится с ограничением скорости охлаждения, например, до $2^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ в целях исключения декрипитационного разрушения гранул серы.

Термообработка серосодержащих продуктов позволяет вскрывать сростки практически без изменения их гранулометрического состава и, кроме того, благоприятствует процессу флотации. Так, краевой угол смачивания серы увеличивается на 3° , а калыцита снижается на $4\text{—}7^{\circ}$.

Известно о лабораторных опытах термообработки труднообогатимых руд с целью избирательного изменения размеров частиц серы. Исходную руду измельчали до крупности $0,6\text{—}0,8\text{ мм}$, затем направляли на термообработку и в результате после охлаждения получали частицы серы диаметром до 2 мм. Дальнейшее обогащение путем грохочения на сите с размером ячеек 0,8 мм позволяло получать концентрат с содержанием серы 96—98% при низком извлечении (меньше 30%). Повышения извлечения достигают комбинацией термообработки с грохочением и последующим флотационным обогащением минусового продукта.

Для тонковкрапленных руд, требующих для раскрытия сростков измельчения до крупности 43 мкм , применяют комбинированную схему (рис. 52), позволяющую получать чистую серу.

§ 29. ИЗМЕНЕНИЕ ФОРМЫ ЧАСТИЦ РАЗЛИЧНОЙ ПЛАСТИЧНОСТИ ПРИ ДРОБЛЕНИИ И ИЗМЕЛЬЧЕНИИ

При использовании различий в пластичности разделяемых компонентов, например, если один из компонентов пластичен, а другой хрупок, необходимо создавать такие условия разрушения, когда частицы пластичного компонента будут увеличивать размеры в каких-либо направлениях, а частицы хрупкого будут уменьшаться в размерах.

К рудам, пригодным для данного метода обогащения, относят руды самородных металлов (золота, серебра, меди), техногенные материалы, например шлаки, получаемые при плавке цветных и черных металлов. Из руд самородных металлов выделение металла не представляет больших сложностей и обычно осуществляется гравитационными способами.

Выделение металла из шлака осложнено рядом причин:

сложностью и опасностью дробления шлака в существующем оборудовании;

широким диапазоном крупности металлических включений (обычно от десятков сантиметров до микрон);

значительным содержанием в металле воздушных включений и, следовательно, пониженной плотности, притом зависящей от газового режима плавки;

вдавливанием твердых частиц с острыми гранями в пластичный металл (инкрустация).

Первые две причины осложняют обычные процессы рудоподготовки, а последующие исключают применение гравитационных и магнитных методов обогащения (шлаки цветных металлов). Широкий диапазон крупности металлических включений исключает возможность использования одного метода обогащения, например флотационного.

Из анализа работы дробилок при дроблении материалов различной пластичности установлено, что щековые и конусные дробилки забиваются металлом, так как их разгрузка идет под действием силы тяжести. Более перспективными являются дробилки ударного действия и валковые дробилки. Дробилки ударного действия не подвержены запрессовке металлом, однако в рассматриваемом случае дробление в них обеспечивает меньшую разницу в размерах разделяемых частиц, так как хрупкий компонент разрушается, а пластичный остается без изменений. Дробление в валковых дробилках сопровождается их принудительной разгрузкой за счет протяжки материала, и, кроме разрушения хрупкого материала, пластичный материал при определенных усилиях может прокатываться между валками, что приводит к увеличению различий в размерах разделяемых компонентов. Увеличение размеров частиц пластичного материала достигают путем перевода валковой дробилки с гладкими валками в режим измельчения.

Селективного увеличения линейных размеров частиц малой крупности можно достичь при измельчении в шаровых и стержневых мельницах. Характер измельчающей среды проявляется в форме частиц пластичного компонента. Так, в стержневых мельницах частицы меди приобретают форму стерженьков, а в шаровых — пластинчатую форму.

Операция разделения после селективного изменения размеров частиц осуществляется после процесса дробления — на грохотах, после селективного измельчения — тонким грохочением.

**ОБОГАЩЕНИЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ
ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ХАРАКТЕРА ФАЗОВЫХ
ПЕРЕХОДОВ КОМПОНЕНТОВ
ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО
(КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ
И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ)**

§ 30. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При традиционных методах обогащения полезных ископаемых ценный компонент и минералы пустой породы находятся в твердом состоянии. Разделение их ведут с использованием различий в свойствах поверхности или объема разделяемых частиц.

Комбинированные методы обогащения и переработки полезных ископаемых содержат две основные обязательные операции: избирательный перевод одного из разделяемых компонентов из твердого в другое фазовое состояние; выделение разнородных фаз в разнородные продукты, т. е. главным отличием рассматриваемой группы от традиционных способов обогащения следует считать избирательное сообщение одному из компонентов повышенной подвижности благодаря переводу его в раствор, расплав или газообразное состояние.

Увеличение подвижности одного из разделяемых компонентов с помощью фазовых переходов облегчает последующий процесс обогащения. При таких переходах в большинстве случаев меняется химический состав исходных веществ, в которые входит ценный компонент. Не всегда новое вещество, в которое входит ценный компонент, может быть использовано в последующих технологических процессах. В таких случаях в технологическую схему включают операции по переводу ценного компонента в форму, удобную для дальнейшего потребления.

При фазовых переходах используют реакции (свойства), обеспечивающие высокую избирательность по отношению к ценному компоненту или группе ценных компонентов, что создает повышенную подвижность (уменьшение плотности, вязкости) одного из компонентов. Избирательное изменение подвижности разделяемых компонентов создает благоприятные условия для их разделения.

В традиционных методах переработки полезных ископаемых хорошо отработаны процессы разделения веществ, находящихся в различных фазовых состояниях, для всех возмож-

ных случаев: жидкой и твердой фаз; твердой и газообразной фаз; жидкой и газообразной фаз.

В практике большее распространение получили процессы с использованием первого из названных случаев. Это объясняется тем, что использование перевода в расплав или газообразное состояние приводит к росту энергоемкости процесса.

Разделение жидкой и твердой фаз идет при помощи процессов обезвоживания (дренирования, сгущения, фильтрования, центрифугирования и в отдельных случаях сушки).

В зависимости от места осуществления процесса, его аппаратного оформления выделяют процессы чанового, автоклавного, кучного выщелачивания и геотехнологические методы добычи и переработки полезных ископаемых. Способ разделения фаз во многом определяется местом проведения процесса, гранулометрическим составом перерабатываемого сырья. Так, например, при геотехнологических методах добычи и переработки в качестве разделительного применяют преимущественно процесс дренирования.

Общая схема комбинированных методов обогащения и переработки полезных ископаемых включает следующие операции:

- подготовка полезного ископаемого к избирательному переходу одного или нескольких компонентов полезного ископаемого к фазовому переходу;

- селективный перевод одного или нескольких компонентов в другое фазовое состояние с помощью рабочих агентов;

- выделение компонентов полезного ископаемого в разнородные продукты различного фазового состава;

- перевод вещества, содержащего ценный компонент, в форму, удобную для дальнейшего использования;

- регенерация (восстановление свойств) рабочих агентов и возврат их в процесс.

Кроме названных операций, при геотехнологических методах добычи и переработки полезных ископаемых требуется осуществлять операцию вскрытия месторождения.

В настоящее время комбинированные методы обогащения используют при переработке окисленных руд, труднообогатимых промежуточных продуктов, руд в старых отвалах, при доводке концентратов, при переработке полезных ископаемых месторождений со сложными горно-геологическими условиями, глубокозалегающих руд с небольшим содержанием ценного компонента, легкорастворимых руд.

Широкое промышленное использование комбинированных методов обогащения и переработки полезных ископаемых сдерживается сравнительно низкими скоростями фазовых переходов. Поэтому при использовании этих методов основное внимание уделяют способам интенсификации процесса фазового перехода компонентов твердого полезного ископаемого.

§ 31. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФАЗОВЫХ ПЕРЕХОДОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ИЛИ ЕГО КОМПОНЕНТОВ

Основной операцией процессов, использующих селективный характер фазовых переходов компонентов полезного ископаемого, раскрывающей его сущность, является операция перевода компонентов полезного ископаемого в подвижное состояние. Осуществляют такой перевод с использованием химических, физических, физико-химических процессов. При этом твердый компонент полезного ископаемого (или все полезное ископаемое) переводят в жидкое (раствор, расплав), газо- или пульпообразное состояние.

Перевод твердой фазы в раствор является одним из самых распространенных методов обеспечения подвижности полезного ископаемого или части его компонентов. Такой перевод осуществляется с применением операций растворения. Выделяют разновидности этой операции — физическое и химическое растворение.

Под процессом физического растворения понимают процесс, который идет без изменения состава растворяемого компонента или полезного ископаемого. Химическое растворение сопровождается изменением химического состава компонентов полезного ископаемого.

Физическое растворение положено в основу геотехнологических способов добычи и переработки растворимых в воде солей: галита, сильвина, бишофита и др. Химическое растворение используется в процессах добычи и переработки металлов, их солей и окислов. В качестве растворителей выступают кислородные (серная, азотная, фосфорная, сернистая) и бескислородные (соляная, сероводородная) кислоты, водные растворы солей (соды, сернистого натрия, сернокислых солей щелочных металлов). Результатом растворения является образование раствора (применительно к физическому растворению солей — рассола). Концентрация рассола обычно определяется массой растворенного вещества в определенном объеме.

Под растворимостью понимают концентрацию соли в насыщенном рассоле. Растворимость зависит от температуры, давления, наличия других солей. Иногда наблюдается неустойчивое состояние перенасыщенного раствора, и при наличии затравки избыток соли кристаллизуется и выпадает в осадок.

При растворении в воде двух солей растворимость каждой из них снижается в присутствии другой. При построении диаграмм растворимости тройных систем требуется объемное изображение. Изображение на плоскости получают путем построения изотерм растворимости при постоянных температурах.

На рис. 53,а представлена изотерма растворимости сильвинита (сильвина KCl + галита $NaCl$) в воде при температуре $25^{\circ}C$.

Вершины треугольника изображают чистые галит (N), сильвин (K) и воду (O). Точки A , C и B соответствуют растворимости галита, сильвина и сильвинита. Концентрация как галита, так и сильвина в точке B ниже их раздельной растворимости (точки A и C). Отрезки AB и BC являются линиями насыщенных растворов соответственно $NaCl$ и KCl . Зона $OABC$

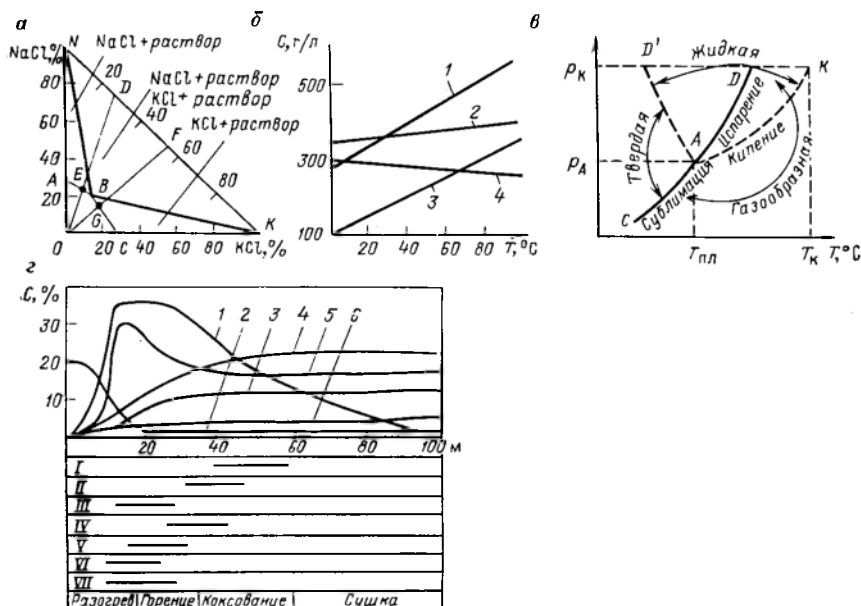


Рис. 53. Фазовые переходы твердого полезного ископаемого:

α — изотерма растворимости $NaCl$ и KCl в воде; δ — влияние температуры раствора T на концентрацию C солей в растворах; ν — фазовая диаграмма однокомпонентной системы; 2 — зависимость температуры и содержания продуктов газификации от длины канала газогенератора; 1 — температура; 2 — кислород; 3 — двуокись углерода; 4 — водород; 5 — окись углерода; 6 — метан

отображает область существования ненасыщенных растворов, а ABN и BCK соответственно кристаллизацию этих солей.

В зоне NBK кристаллизуются обе соли, а избыток находится в равновесии с раствором, насыщенным хлористыми калием и натрием. Растворение сильвинита с содержанием 75% $NaCl$ и 25% KCl идет по прямой OD до пересечения с линией AB , т. е. до точки E . При наличии дальнейшего подвода KCl растворение идет по линии EB с выкристаллизацией из раствора $NaCl$. При содержании в сильвините 45% KCl растворение идет по линии OF до пересечения с BC , дальнейшее растворение претерпевает галит, а сильвин выкристаллизовывается из раствора. Для предотвращения этого явления при подземном выщелачивании получают рассолы ненасыщенные, т. е. растворение ведут до точки G .

Влияние температуры раствора на концентрацию C солей в растворах $KCl + H_2O$ (1); $NaCl + H_2O$ (2) и KCl (3) + $+NaCl$ (4) + H_2O видно из рис. 53,б. В промышленно освоенном процессе производства хлористого калия используют различие в совместной растворимости хлористого натрия, которая снижается с повышением температуры, и хлористого калия, растворимость которого растет при росте температуры.

При химическом растворении труднорастворимых веществ (обычно соли металлов) полнота их перехода в раствор определяется в основном произведением растворимости α_p

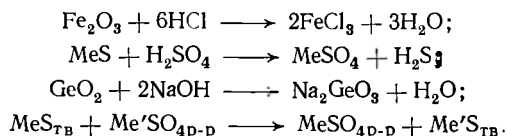
$$\alpha_p = a_{Me}a_A,$$

где a_{Me} — активность (активная концентрация) катиона металла; a_A — активность аниона.

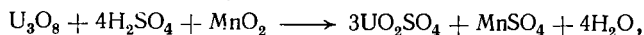
Произведение растворимости является термодинамической константой, определяющей предельные концентрации катиона и аниона, при достижении которых процесс растворения прекращается и образуется осадок твердой фазы состава MeA . Кроме того, в общую растворимость соединения существенный вклад вносит и растворимость недиссоциированной молекулы.

С целью повышения полноты химического растворения используют реакции, в которых труднорастворимые вещества переходят в легкорастворимые. Это реакции обмена, окислительно-восстановительные, комплексообразования и др.

При обменных реакциях образуются легкорастворимые соединения (например, при растворении окислов и сульфидов в растворах кислот, щелочей и солей):



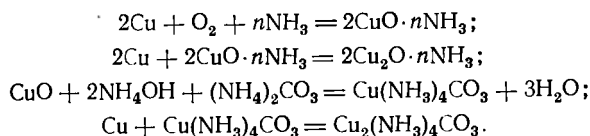
При окислительно-восстановительных реакциях происходит нарушение химических связей в кристаллической решетке с образованием нового легкорастворимого соединения. Этот процесс идет за счет окисления катиона металла до состояния высшей валентности, например при кислотном выщелачивании урановой смолки из руд в присутствии окислителя (пирролизита):



или за счет окисления аниона, или же за счет одновременного окисления катиона и аниона.

Реакции комплексообразования обеспечивают получение растворимых соединений металлов и других элементов, когда некомплесные их соединения разлагаются или не-растворимы. Например, при аммиачном выщелачивании само-

родной меди и ее окислов из руд протекают следующие реакции:



Для физического и химического растворения характерно наличие трех стадий процесса:

- подвод растворителя к поверхности минерала;
- взаимодействие растворителя с минералом;
- отвод продуктов реакции от поверхности раздела фаз.

Определяющей стадией кинетики растворения может быть любая из перечисленных. В случае, когда процесс в целом определяют первая или третья стадии (доставка растворителя или реагента к поверхности минерала или отвод продуктов растворения в объем раствора), растворение протекает в диффузионном режиме. Диффузионный режим характеризуется зависимостью интенсивности растворения от скорости и направления движения растворителя, его вязкости, коэффициента диффузии.

Скорость диффузии описывается уравнением

$$v = dQ/dt = k_v S (C_n - C_0),$$

где $v = dQ/dt$ — скорость перехода вещества в раствор; k_v — константа скорости растворения; S — поверхность растворяемого минерала; C_n — концентрация вещества у поверхности минерала; C_0 — концентрация в объеме раствора.

Нернст показал, что коэффициент k_v пропорционален коэффициенту диффузии D .

В случае, когда растворение является результатом химического взаимодействия раствора реагента с поверхностью минерала и определяющей стадией в целом является скорость именно этого взаимодействия, процесс растворения протекает в кинетическом режиме.

Скорость растворения в кинетическом режиме описывается уравнением

$$dQ/dt = kSC^n,$$

где n — порядок реакции по реагенту.

Существенным отличием кинетического режима растворения является отсутствие зависимости его скорости от условий диффузии (транспорта) реагента к поверхности минерала и растворенного вещества от поверхности твердого в раствор. Кроме того, рост скорости растворения при увеличении температуры для диффузионного режима незначителен, для кинетического — существен. Скорость растворения увеличивается при повышении температуры на 10°C примерно в 2—3 раза.

Диффузно-кинетический процесс характеризуется сравнимыми коэффициентами скорости кинетического и диффузного растворения.

Соли NaCl , KCl , Na_2SO_4 , $\text{MgSO}_4 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ растворяются диффузионно, т. е. у поверхности минерала образуется нестационарный слой с концентрацией, близкой к насыщенной, и скорость процесса определяется диффузией через этот слой растворяемого вещества.

Из механизма растворения следует, что скорость реакции растворения определяется свойствами растворителя и растворяемого минерала, их температурой, развитостью поверхности растворяемого минерала, скоростью и направлением подачи растворителя. Именно эти факторы используют при управлении процессами растворения.

Широко используемое понятие растворимости как концентрации насыщенного раствора применимо только для случая физического растворения. Применительно к процессам геотехнологии используют термины «растворение» и «выщелачивание». Термин «растворение» применяют в случае, когда полезное ископаемое представлено преимущественно одним компонентом и идет полное растворение полезного ископаемого. Выщелачивание — это процесс селективного растворения одного компонента полезного ископаемого, который составляет меньшую его часть. Для простого растворения не является обязательной проницаемость полезного ископаемого для растворителя. Для процесса выщелачивания проницаемость — один из основных факторов, определяющих его применимость.

Переход твердой фазы в расплав. Одним из возможных способов сообщения подвижности компоненту или всему полезному ископаемому является перевод твердой фазы в расплав. Этот перевод осуществляется за счет термического воздействия на полезное ископаемое.

Фазовый переход от твердого к расплаву сопровождается появлением текучести, снижением вязкости и требует подвода тепла, т. е. является эндотермическим процессом.

Подвод тепла для нагрева и расплавления одного из компонентов или всего полезного ископаемого может осуществляться с помощью теплоносителей (горячая вода, пар, дымовые газы); путем воздействия электромагнитных полей; окислением активных компонентов самого полезного ископаемого с выделением тепла (экзотермическая реакция — горение); за счет тепла ядерных реакций.

Сущность физических явлений при всех способах термического воздействия одинакова. Она проявляется в том, что при нагревании наблюдают переход твердой фазы в расплав (плавление) и переход непосредственно из твердой или жидкой фаз в газообразную фазу (парообразование). Парообразование со свободной поверхности расплава называют испаре-

нием, из расплава — кипением, а с твердой поверхности — сублимацией.

Процессы фазовых переходов сопровождаются скачкообразным изменением плотности, поглощением или выделением тепла фазового перехода, энергии, энтропии, энтальпии.

С термодинамических позиций число фаз n по правилу Гиббса для k -компонентной системы определяется из выражения

$$n \leq k + 2.$$

Для однокомпонентной смеси число фаз $n = 3$.

Равновесное состояние физической системы изображают в виде фазовых диаграмм. Основными параметрами, определяющими состояние вещества, являются температура T , давление p , концентрация C . Иногда приходится учитывать геометрические факторы, воздействие электрических и магнитных полей. На рис. 53, в представлена фазовая диаграмма однокомпонентной системы в координатах давление (p) — температура (T).

Выделим области существования фаз (см. рис. 53, в):

I — $CAD(D')$ твердая фаза;

II — $KAD(D')$ жидкая фаза;

III — $CAK(D)$ газообразная фаза.

Точка A — тройная точка, в которой присутствуют три фазы — твердая, жидкая, газообразная. Область справа от CA дает сублимацию, а справа от AD — испарение и при повышении температуры до T_k — кипение (AK).

Большинство веществ при увеличении давления дает повышение температуры плавления (AD), а такие вещества, как вода, галлий, висмут и другие, с повышением давления снижают температуру плавления (AD'). Для этих веществ плотность жидкой фазы больше плотности твердой фазы.

Аморфные твердые вещества (стекло, битумы, смола) не имеют определенной температуры плавления $T_{пл}$ и постепенно размягчаются с повышением температуры.

Диапазон температур воздействия на полезное ископаемое определяется свойствами ценного компонента.

Температура плавления некоторых минералов составляет, °C: озокерита (C_nH_{2n+2}) — 50—80; бишофита ($MgCl_2 \cdot 6H_2O$) — 117; сильвина (KCl) — 770; пираргирита (Ag_3SbS_3) — 486; реальгара (AsS) — 320, что может быть использовано для подземной выплавки названных компонентов. Выплавка самородной серы может производиться в интервале температур от 112,8—119 °C до 160 °C. Дальнейшее повышение температуры приводит к резкому увеличению вязкости жидкой серы (в 800 раз), что препятствует процессу вывода жидкой серы на поверхность.

Переход твердого компонента в газ. Еще большей подвижностью, чем растворы и расплавы, обладает газообразная фаза, и, естественно, вывод полезного ископаемого или его ком-

понента в такой форме облегчается при одновременном возрастании затрат на перевод твердого полезного ископаемого в газообразную фазу. Такой переход полезного ископаемого возможен при химических превращениях под действием внутрипластового теплового очага (термохимические разновидности геотехнологических процессов). К таким процессам относят подземное сжигание серы, газификацию угля и сланцев.

При подземном сжигании серы предусматривается получение сернистого ангидрида (SO_2) для нужд сернокислотного производства. Процесс получения сернистого ангидрида включает разогрев части пласта до температуры расплавления и испарения серы, смешение паров серы с окислителем и прогрев смеси до температуры, обеспечивающей воспламенение серы. Интенсивность горения серы, таким образом, не может превышать интенсивность парообразования. Интенсивность горения резко увеличивается с повышением температуры. Увеличение интенсивности горения позволяет увеличить зону испарения серы, примыкающую к зоне горения и ограниченную диапазоном температур от 465 до 300 °С (465 °С — температура воспламенения смеси паров серы с воздухом). Если направление подачи воздуха совпадает с направлением перемещения зоны горения, то часть паров уносится из зоны горения и конденсируется в непрогретой части пласта, ухудшая его фильтрационные свойства. При противоточном варианте возрастают тепловые потери с отходящими газами. Побочными реакциями при этом являются разложение и сульфатизация известковых пород, которые начинаются при температуре свыше 700 °С. Изменяя скорость подвода окислителя, поддерживают температуру в очаге горения не выше 700 °С, предотвращая разложение вмещающих (известняковых) пород.

Термохимические процессы перевода твердой фазы в газ находят применение при добыче каустобиолитов (угли, сланцы, нефть). Процесс применительно к углям предложен Д. И. Менделеевым и получил название подземной газификации.

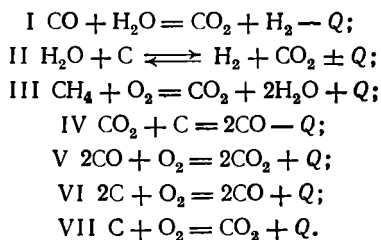
Процесс газификации углей служит для превращения углей в горючие газы, используемые для энергетических и физико-технологических целей. Газифицируемый уголь состоит из горючей части органического происхождения, минеральной негорючей части и воды. Горючая часть включает углерод, водород, серу, азот и кислород. В негорючую входят кремнезем, окислы алюминия, железа, кальция, магния и др.

Подземная газификация проводится в части пласта, которая получила название подземного газогенератора. Обязательным элементом подземного газогенератора является канал газификации, в котором выделяют следующие зоны: разогрев, горение, коксование и сушка.

При входе в разогретый канал газификации воздух, содержащий кислород, быстро прогревается и вступает в реакцию окисления с углеродом угля, образуя двуокись и окись угле-

рода. Движение продуктов реакции и пара по каналу происходит с восстановлением двуокиси углерода до окиси углерода, реакцией паров воды с нагретым углем с получением водорода и двуокиси углерода. Летучие продукты, поступающие в канал газификации из нагретого угля, например метан, окисляются до двуокиси углерода.

Распределение реакций по длине канала газификации приведено ниже:



Изменение концентрации C продуктов реакции в канале подземного газогенератора показано на рис. 53,г. Весь процесс газификации угля можно разбить на три фазы:

реагирование твердой фазы (углерода) с газообразной (кислородом, водяным паром);

взаимодействие компонентов газа между собой;

термическая переработка угля с выделением летучих веществ.

Продукты газификации выводят на поверхность и используют для энергетических или технологических нужд.

Диспергирование горных пород. Кроме рассмотренных способов перехода твердой фазы в подвижное состояние (твердого — в раствор, твердого — в расплав, твердого — в газообразное) подвижность можно создать и путем перевода полезного ископаемого в пульпообразное состояние, для чего его необходимо диспергировать. Идеальным случаем диспергирования полезного ископаемого в природных условиях для геотехнологии являются плавуну, если они содержат в себе ценный компонент.

Все горные породы с точки зрения их прочности подразделяют на два класса: породы с жесткими связями; породы без жестких связей. В свою очередь, породы без жестких связей делятся на связные и рыхлые. Связные включают глинистые и лёссовидные породы.

Необходимым условием плавунности является ослабление или полное отсутствие структурных связей. Ослабление структурных связей может происходить под действием динамических воздействий. Переход в плавунное состояние зависит от условий залегания, влажности, гранулометрического и минералогического составов, наличия глинистых фракций. В практике чаще встречаются плавуну-пески, иногда в плавунное состояние переходят и глины.

Различают истинные и псевдоплывуны. Плывунность истинных плывунов объясняется специфическими свойствами коллоидных фракций. Разжижение таких плывунов достигается при определенной влажности, при снижении влажности эти породы становятся устойчивыми (свойство тиксотропности). Псевдоплывуны — это породы, не обладающие связностью ни при каких условиях и переходящие в плывунное состояние только при динамических воздействиях. Прочность таких пород объясняется внутренним трением, а плывунность проявляется под действием гидродинамического давления фильтрационного потока воды.

При взвешивании частиц в воде внутреннее трение резко уменьшается и вся масса движется в направлении фильтрационного потока. Для некоторых пород для разжижения требуется производить встряхивание. Такие породы характеризуются резким возрастанием сопротивления сдвигу под давлением, высоким внутренним трением, отсутствием пластичности; их называют дилатантными.

По гранулометрическому составу и прочности связи между частицами выделяют следующие типы плывунов:

- песчано-коллоидные (тиксотропно-дилатантные породы) — содержат крупные кварцевые зерна, слабо связанные между собой;

- пылевато-коллоидные — характеризуются прочной связью между относительно мелкими зернами. К этой группе относят водонасыщенные лёссы;

- пывунные глины — характеризуются только свойствами глины. Их относят к тиксотропным.

В зависимости от свойств пород требуется приложение различных сил по переводу их в плывунное состояние. В настоящее время выделяют следующие способы перевода связных горных пород в плывунное состояние:

- воздействием породоразрушающего механизма, струй воды, вибраций, взрыва;

- разложением цементирующего вещества микробами;

- растворением цементирующего вещества при разупрочнении с применением ПАВ.

Горные породы без жестких связей переводят в плывунное состояние следующими способами:

- механическим путем за счет энергии струй, давления фильтрационного потока, вибрации;

- микробиологическим путем.

§ 32. БАКТЕРИАЛЬНАЯ ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕВОДА ТВЕРДОЙ ФАЗЫ В РАСТВОР

Основным препятствием для широкого использования наземного и подземного выщелачивания являются малые скорости растворения минералов. Причиной малых скоростей выщела-

чивания металлических руд является нахождение их в трудно-растворимых минеральных образованиях.

В настоящее время процессы растворения интенсифицируют путем подогрева растворителя; перевода труднорастворимых минералов в легкорастворимые за счет восстановительного, окислительного обжига, спекания руды; воздействия электрических полей различной частоты; воздействия ультразвука или вибрации; увеличения реагирующей поверхности за счет дробления или измельчения полезного ископаемого; использования бактерий.

Первые четыре способа интенсификации процессов растворения находят применение в наземных условиях. Последние два способа используются как в наземных, так и в подземных условиях.

Одним из главных способов интенсификации процессов растворения руд в наземных и подземных условиях является их бактериальная интенсификация.

Установлено, что бактерии окисляют сульфиды меди, цинка, свинца, никеля, сурьмы, висмута, молибдена и др.

В 1921 г. была описана одна из неволокнистых сероокисляющих бактерий *Thiobacillus (T.) thiooxidans*, аккумулирующая элементарную серу своими клетками. В 1947 г. американские микробиологи А. Кальмер и М. Хинкль выделили из кислых рудничных вод тионовые бактерии, способные окислять закисное железо и сульфиды металлов. Бактерии *T. ferrooxidans* и *T. thiooxidans* обнаружены в кислых водах рудников, где производится выщелачивание. В 1958 г. фирма «Кеннекотт Коппер Компани» получила патент на бактериальную регенерацию $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ (окись сернокислого железа) — сильного окислителя при выщелачивании бедных медных и цинковых руд.

В настоящее время известны два класса бактерий: автотрофные — питательная среда минеральная; гетеротрофные — питательная среда органическая.

Наиболее широкое распространение получили автотрофные бактерии. В окислении восстановительных соединений серы в месторождениях полезных ископаемых практически участвуют лишь тионовые бактерии. Тионовые бактерии подразделяются на две группы:

истинные тионовые бактерии — автотрофные микроорганизмы, существующие в минеральной среде за счет энергии, выделяющейся при окислении серы, восстановленных соединений серы, а для некоторых организмов и железа, и фиксировать свободную углекислоту для построения своего тела;

миксотрофные тионовые бактерии, способные к автотрофному и гетеротрофному образу жизни (т. е. развиваться, используя готовые органические вещества).

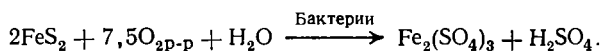
К истинным тионовым бактериям относят: *T. thioparus*, *T. thiooxidans*, *T. y.*, *T. thiocyanoxidans*, *T. ferrooxidans*, *T. coproliticus*, *T. denitrificans*.

К миксотрофным тионовым бактериям относят: *T. novellus*, *T. trautweinii*, *T. perometabolis*, *T. A2*.

Микроорганизмы способные окислять не только двухвалентное железо, но и тиосульфат и серу, отнесены к роду *Thiobacillus*, а по способности окислять закисное железо получили полное название *Thiobacillus ferrooxidans* (тионовые железоокисляющие) по аналогии с *Thiobacillus thiooxidans* (тионовые сероокисляющие).

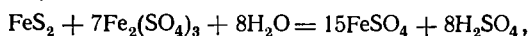
Полагают, что из различных видов бактерий в выщелачивании сульфидов принимает участие в основном тионовая бактерия *T. ferrooxidans*, роль которой сводится к биокаталитическому ускорению реакций, протекающих в обычных условиях медленно. Биокаталитическое ускорение достигается благодаря окислению под действием бактерий сернокислого закисного железа FeSO_4 до сернокислого окисного железа $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. Различие в химическом и бактериальном процессах заключается в том, что при химическом выщелачивании требуется вводить окислитель в процесс, а при бактериальном он генерируется в самом процессе выщелачивания.

Так, например, окисление пирита в водной среде с растворенным кислородом в присутствии *T. ferrooxidans* может быть представлено суммарной реакцией

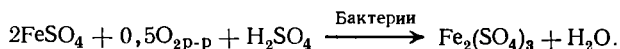


Применение бактерий может снизить расход кислоты, что и отмечается в реальных процессах.

Образовавшийся сульфат окиси железа взаимодействует с оставшимся пиритом



и если в растворе присутствуют бактерии *T. ferrooxidans*, то равновесие данной реакции смещается вправо вследствие окисления бактериями сульфата закиси железа



Из этих реакций следует, что если в лабораторный перколятор, заполненный смесью кварцевого песка, пирита и питательного раствора, подать воздух, то скорость процесса окисления будет определяться наличием бактерий.

На рис. 54,а показано изменение концентрации Fe в перколяторах при различных условиях проведения опытов: 1—3 — соответственно со стерильным раствором и зараженным на 31 и 28 сут.

Видно, что при отсутствии бактерий окисление пирита идет очень медленно; внесение бактерий (инокуляция) резко стимулирует процесс окисления; стерилизация раствора нагреванием прекращает процесс окисления; внесение бактерий не сразу

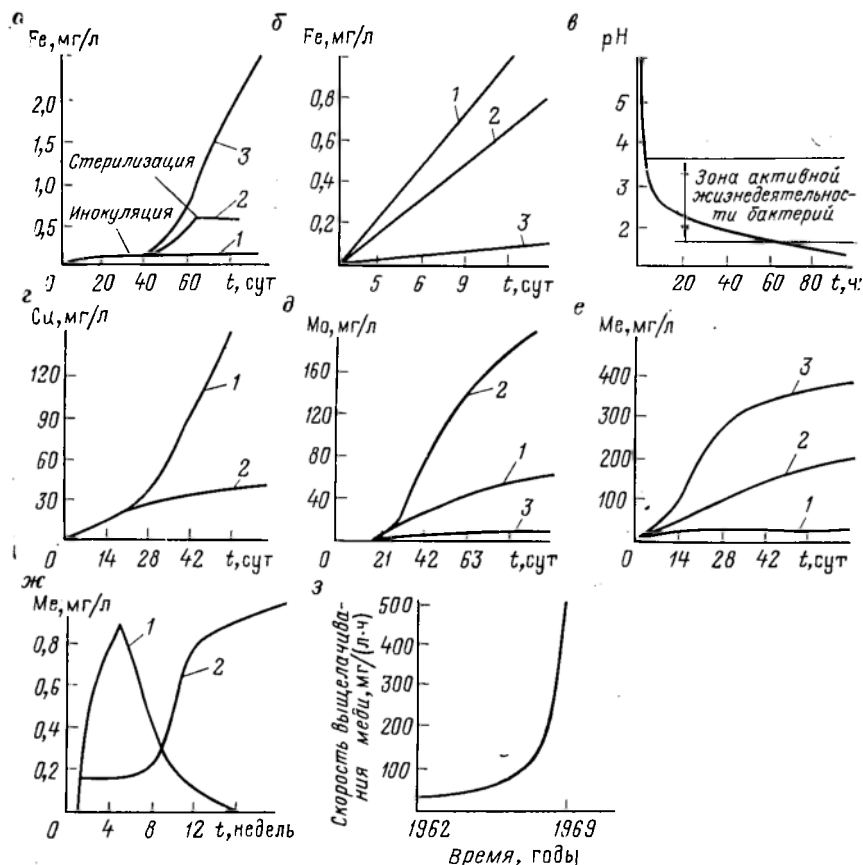


Рис. 54. Бактериальная интенсификация процесса выщелачивания:

а — бактериальное окисление пирита; б — влияние освещения и температуры на окисление пирита при температуре 25°C в темноте (1), то же, на свету (2) и при 0°C на свету (3); в — влияние жизнедеятельности бактерий на среду при окислении пирита; г — окисление чистого ковеллина (CuS); д — бактериальное окисление молибденита (1) и молибденита с пиритом (2) и стерильный контроль (3); е — извлечение молибдена (1), меди (2) и железа (3) в раствор при совместном бактериальном выщелачивании молибденита и халькопирита; ж — концентрация меди (1) и молибдена (2) в растворе при бактериальном выщелачивании медно-молибденовой руды; з — рост скорости выщелачивания меди

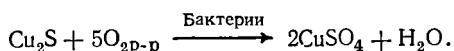
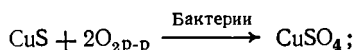
сопровождается ускорением процесса окисления. Время скрытого развития культуры бактерий называют лаг-фазой.

Факторами, регулирующими жизнедеятельность бактерий, являются освещенность и температура раствора. Так, на рис. 54, б показаны зависимости концентрации железа в растворе трех перколяторов, из которых следует, что лучшие условия окисления бактериям создаются при температуре 25°C без освещения. Понижение температуры и освещение раствора снижает скорость окислительного процесса.

Так как окисление пирита в присутствии бактерий сопровождается получением серной кислоты, то рН среды резко снижается, однако это не приводит к стерилизации раствора, так как *T. ferrooxidans* наиболее активны в диапазоне рН 1,5—3,5 (рис. 54, в). Этот факт имеет большое практическое значение, так как другие микроорганизмы не развиваются в таких условиях и не затрудняют осуществление технологических процессов.

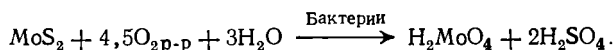
Важное значение для выщелачивания имеет тот факт, что бактерии ускоряют окисление не содержащих железо сульфидных минералов, например ковеллина и халькозина (CuS и Cu_2S).

Реакции окисления этих минералов до медного купороса имеют вид

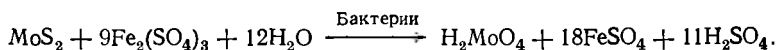


На рис. 54, г показано изменение концентрации меди в растворе при окислении CuS с бактериями (1) и без них (2) (стерильный контроль). В присутствии сульфата окиси железа скорость растворения возрастает.

Многие медные руды содержат молибденит (MoS_2), который окисляется бактериями по реакции



При наличии в бактериальной среде сульфата окиси железа сульфид молибдена окисляется по реакции



Результаты окисления молибденита представлены на рис. 54, д, из которого следует, что наличие пирита в бактериальной среде интенсифицирует процесс окисления. Совместное бактериальное окисление молибденита (MoS_2) и халькопирита (CuFeS_2) показывает, что раствор первоначально насыщается металлом, находящимся в более легко растворимом минерале (рис. 54, е). На рис. 54, ж показана кинетика совместного выщелачивания меди и молибдена из медно-молибденовой руды. Из приведенных данных видна возможность селективного извлечения металлов из руд.

Сам процесс бактериального выщелачивания тоже может быть интенсифицирован с помощью воздействий электрических полей. Положительные результаты в этой области достигнуты болгарскими учеными.

Канадские исследователи изучали влияние поверхностно-активных веществ на процесс бактериального выщелачивания и установили, что применение добавок «Тритон X-100», «Твин-

20» ускоряет процесс растворения. Ускорение растворения связывается с сокращением лаг-фазы.

Получены количественные зависимости о потреблении кислорода, углекислого газа, элементарной серы и тиосульфатов для построения клеток бактерий при выщелачивании различных минералов. Так для перевода в раствор 1 кг сульфидной серы, халькопирита, меди требуется соответственно 2; 0,74; 2,13 кг кислорода. Выведены новые более устойчивые к ионам тяжелых металлов, чем первоначальные, культуры бактерий. Так, если первоначальная культура *T. ferrooxidans*, выделенная из кислых шахтных вод, устойчива к ионам цинка при их содержании 0,15 г/л, то генетико-селекционная работа американских исследователей дала культуры бактерий, устойчивые (г/л): по цинку до 17, по меди до 12, по алюминию до 6,29, по кальцию до 4,975, по марганцу до 3,28, молибдену до 0,16.

Целеустремленная работа по поиску новых видов бактерий привела к открытию гетеротрофных бактерий, растворяющих золото.

На VIII Международном конгрессе по обогащению был сделан доклад по микробиологическому выщелачиванию золота в Сенегале. Установлено, что наибольшую активность проявляют бактерии вида *Aeromonas*, взятые из вод на золотом прииске Сенегала. В лабораторных условиях достигли извлечения золота 82% на 293-и сутки. Все это позволило в относительно короткие сроки резко увеличить скорости выщелачивания (рис. 54,з). Результаты проведенных работ позволяют говорить о возможности промышленного использования данного процесса интенсификации выщелачивания в подземных и наземных условиях.

§ 33. ПЕРЕВОД ЦЕННОГО КОМПОНЕНТА В ФОРМУ, УДОБНУЮ ДЛЯ ДАЛЬНЕЙШЕГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

При использовании комбинированных методов обогащения ценный компонент или все полезное ископаемое переводят из твердого состояния в жидкое (раствор или расплав), газообразное или пульпообразное.

Газообразный ценный компонент используют непосредственно в виде газа или же конденсируют его с переводом в жидкое (ртуть) или твердое состояние. Ценные компоненты, получаемые из недр в виде расплавов, переводят в твердое состояние путем охлаждения (сера).

Полезное ископаемое, поднятое на поверхность в виде пульпы, минуя все или часть подготовительных процессов, направляется на обогащение традиционными методами. Отсутствие подготовительных процессов делает принципиально возможным совмещение обогатительных операций с добычей или транспортированием полезного ископаемого. Так, если ценный компонент отличается от вмещающих пород по крупности или

плотности, то в этих случаях используют процессы грохочения или классификации, гравитационные процессы обогащения, которые могут совмещаться с процессами добычи или транспортирования.

Перевод ценного компонента из продуктивного раствора в форму, удобную для дальнейшего использования, требует большего разнообразия технологических операций, использующих различную теоретическую базу и обеспечивающих селективное извлечение ценных компонентов из слабоконцентрированных растворов. При переводе ценного компонента или нескольких компонентов полезного ископаемого по месту залегания, в кучах, отвалах, чанах получают растворы с концентрацией металлов, колеблющейся в широких пределах. Получаемые растворы содержат твердую фазу, растворенные примеси. Поэтому растворы подвергают операциям по выделению твердой фазы, подготовке к выделению чистых соединений или металлов, а также выделения металлов или их соединений.

Разделение твердой и жидкой фаз осуществляют обычно с использованием операций сгущения, фильтрования сгущенного продукта и промывки осадка. Очистка осветленного раствора от растворенных примесей ведется с использованием операций осаждения малорастворимых соединений, удаления примесей сорбцией с помощью ионообменных смол или экстракцией.

Кроме очистки раствора необходимо повышать концентрацию металла в растворе, что достигается применением выпарки, сорбции на ионообменных смолах, экстракции органическими растворителями.

Выделение из подготовленного раствора чистых соединений или металлов осуществляют при помощи кристаллизации, осаждения малорастворимых соединений, восстановления газообразными реагентами, электролиза, цементации.

§ 34. ТЕХНОЛОГИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Кучному выщелачиванию подвергают бедные забалансовые руды или старые отвалы руд цветных металлов. Наиболее широкое распространение эта технология получила применительно к медным, урановым, медно-цинковым, золотосодержащим рудам.

Выделяют кучное выщелачивание из отвалов и куч. В отвалах размер кусков не лимитируется, поэтому при открытых горных работах максимальный кусок достигает 1500 мм. Старые отвалы при непроницаемом ложе выщелачивают по месту его первоначального складирования. При проницаемом ложе необходимость снижения потерь рабочих растворов вынуждает проводить складирование на специально подготовленной площадке. Объем руды в отвалах часто составляет сотни тысяч тонн. Для кучного выщелачивания вновь складированную руду

подвергают дроблению и укладывают в кучи по специальным правилам.

Устройство отвалов и куч для выщелачивания. При устройстве отвалов и куч необходимо выбрать конструкцию площадки, способ формирования и размеры отвала или кучи, способ аэрации, средства для укладки куч и отвалов.

Площадка для складирования кучи или отвала должна быть водонепроницаемой. С этой целью на площадку укладывают бетон, асфальт, смесь гудрона и хвостов обогащения, глину, полимерную пленку.

Известны следующие способы обеспечения водонепроницаемости площадки и конструкций для сбора растворов выщелачивания.

Бульдозером снимают растительный слой, выравнивают площадку, укладывают на грунт бетон, который заливают битумом. На подготовленную таким образом площадку укладывают полиэтиленовые дренажные трубы и закрывают их слоем гравия.

Снижения затрат на подготовку площадки достигают при исключении бетонных работ. Так, хорошая водонепроницаемость достигается, если убрать растительный слой, выровнять поверхность, уплотнить ее катками и вибраторами, покрыть слоем шлака крупностью 25 мм при толщине слоя 100 мм, уплотнив его вибраторами, а затем залить двумя слоями асфальта. Для предохранения асфальтового покрытия от разрушения на него укладывают слой мелкого материала толщиной в 300 мм. Обеспечение стока растворов достигают за счет укладки крупного материала, подлежащего выщелачиванию, мощностью 1,5—1,8 м.

Одним из упрощенных и достаточно надежных способов подготовки площадки для выщелачивания считают способ, по которому удаляют растительный слой, уплотняют площадку катками, укладывают слой глины толщиной около 0,6 м и тщательно его уплотняют.

Иногда в качестве водоизолирующего материала используют полимерную пленку. Сохранение целостности пленки достигают за счет раскатывания ее на слое песка толщиной 250 мм и покрытия сверху таким же слоем песка.

Сбор раствора осуществляют через перфорированные асбестоцементные трубы, защищенные деревянными коробами и размещенные рядами через 4—5 м.

Иногда применяют упрощенную схему подготовки площадки. Эта схема включает операции выравнивания, нарезки раствороотводящих канав и покрытия площадки битумом.

При формировании кучи на подготовленную площадку укладывают слой руды более крупных размеров (200—300 мм). Это улучшает поступление воздуха к кускам выщелачиваемой руды по всему объему кучи (аэрация). Высота кучи, из условия сохранения аэрации, принимается не более 60 м, так как

атмосферный воздух проникает на эту глубину. При использовании специальных методов рыхления и искусственной аэрации высота и ширина кучи могут быть увеличены. На крупный слой руды укладывается более мелкая руда (10—30 мм) или равномерная смесь крупной и мелкой руды, что увеличивает проницаемость кучи. При наличии глинистых материалов и повышенного содержания мелких классов класс —5+0(—8+ +0) мм отсеивают и не закладывают в кучи. При отсыпке куч автосамосвалами повышения проницаемости достигают путем рыхления, которое проводят с помощью взрывчатых веществ, закладываемых в специально пробуренные скважины.

Высота куч и отвалов, как показывает практика, может приниматься от 6 до 100 м. Чем выше содержание пирита и сульфидов в руде, тем меньшей высоты отсыпают кучи. Это ограничение принимают во избежание самовозгорания пирита. Ширина кучи и отвалов принимается в пределах от 10—20 до 100—200 м, а длина 100—800 м и более. Масса руды, закладываемой на выщелачивание, составляет от сотен до миллионов тонн.

Для укладки руды в кучи применяют конвейерный транспорт, передвижные порталные краны, автотранспорт. Планировку кучи ведут бульдозерами.

Орошение куч. Циркуляция растворов. Способ орошения определяется минеральным составом руды, ее гранулометрическим составом, фильтрационными свойствами, размерами кучи, климатическими условиями.

Отвалы и кучи орошают разбрызгиванием, путем использования оросительных канав или прудков, нагнетательных скважин.

Наиболее эффективным и дешевым способом орошения является разбрызгивание растворителя по поверхности кучи, отвала. Это обеспечивает равномерное распределение раствора по всей массе руды. Недостатком метода является значительное испарение растворителя в летнее время.

Растворитель подают на орошение по магистральным пластиковым или асбоцементным трубам. От магистральных труб прокладывают распределительные трубы. Разбрызгивание осуществляют из перфорированных распределительных трубопроводов или через разбрызгивающие головки из пластика или металла.

При низкой фильтруемости пород применяют орошение из прудков или канав. Прудки или канавы глубиной до 1 м создают на поверхности отвала или кучи и подают в них растворитель.

При низких температурах в зимнее время и сравнительно невысокой проницаемости куч или отвалов используют систему орошения с помощью нагнетательных скважин. Диаметр нагнетательных скважин принимают 150 мм и размещают их по сетке 7,5×7,5; 15×15 и 30×30 м. Скважины бурят ударным

способом, обсаживают обсадными трубами, которые после установки перфорированных пластиковых труб извлекают.

Поровое пространство куч при орошении разбрызгиванием заполнено частично, а при орошении из прудков и с помощью нагнетательных скважин — полностью.

Орошение куч ведут до тех пор, пока концентрация выщелачиваемого компонента в продуктивном растворе не снижается ниже заданного предела. Так, например, для медных руд предельная концентрация составляет 0,5 г/л (1 г/л). Затем подачу растворителя прекращают, участок отвала (кучи) дренируют и горная масса аэрируется воздухом, что ускоряет окислительные процессы. Длительность циклов орошения и аэрации для различных руд и условий различна. Так, например, на руднике «Бингэм Каньон» (США) орошение длится две недели, а цикл аэрации полгода. Другие циклы: 75 сут орошение, 45 сут аэрация; 7 сут орошение, 7 сут аэрация.

Интенсификация процессов окисления минералов в цикле аэрации достигается за счет увеличения количества подводимого воздуха в выщелачиваемый объем руды. Для поддержания отвалов в хорошо аэрируемом состоянии бурят скважины и помещают в них перфорированные пластиковые трубы. В зимнее время, когда разница температур воздуха и руды в отвале максимальна, наблюдается повышение содержания ценного компонента в продуктивном растворе. Это повышение объясняется тем, что при больших перепадах температур создается направленное движение воздуха в массив руды. Интенсификации окисления достигают и при помощи наддува воздуха через перфорированные трубы в кучу воздуходувкой, а также за счет аэрации раствора перед подачей на выщелачивание.

Растворителями при выщелачивании обычно служат хвостовые растворы цементаторов или экстракторов. Восполнение потерь раствора осуществляют подачей свежей воды. Добавление серной кислоты производят при повышении рН раствора выше 3.

Движение растворов в куче соответствует наклону слоев различного гранулометрического состава. Время дренирования раствора зависит от высоты кучи. Например, при высоте кучи 30 м время дренирования составляет 2—3 сут, при 91 м — 6 сут, т. е. скорость фильтрации составляет 10—15 м/сут.

Концентрация ценного компонента в растворе изменяется в широких пределах. Например, для медных руд в исходном растворе концентрация меди изменяется для различных предприятий от 0,005 до 0,2 г/л, а в продуктивных растворах выщелачивания от 0,4 до 3,6 г/л. При выщелачивании растворы насыщаются железом и это приводит к осаждению его в трубопроводах, что является причиной их закупорки. Выпадение солей железа осложняет работу насосного оборудования, снижает фильтрацию, уменьшает аэрацию, способствует образо-

ванию непроницаемых слоев. Все это создает значительные трудности. Основными мероприятиями для ликвидации осаждения солей железа являются следующие:

поддержание pH раствора в пределах 2,1—3 путем подачи свежей кислоты;

осаждение солей железа в специальных прудках.

При выщелачивании руд с высоким содержанием пирита и особенно при использовании тионовых бактерий подача кислоты практически не требуется, так как pH раствора поддерживается в пределах нормы за счет окисления пирита. Повышение содержания в куче окисленных медных минералов требует увеличения расхода серной кислоты. При кучном выщелачивании расход кислоты составляет: при выщелачивании из отвалов от 0,1 до 8 кг/м³ его объема; при выщелачивании из куч от 1 до 15 кг/кг меди.

Осаждение солей железа из раствора на некоторых предприятиях проводят в специальных каскадных прудках.

Скорость химических реакций выщелачивания существенно зависит от температуры растворителя. Так, установлено, что повышение температуры растворителя от 20 до 37—43°C увеличивает скорость растворения в два раза. Температура растворителя, подаваемого на кучу, колеблется от 7—8°C зимой до 30—35°C летом. Температура продуктивных растворов выше температуры исходного раствора вследствие нагрева руды и раствора в процессе окисления сульфидов. Повышение температуры кучи связывают с содержанием в ней пирита. На некоторых рудниках температура продуктивных растворов достигает 57°C. Такое повышение температуры ускоряет процессы химического растворения, но резко снижает активность железозакисляющих бактерий, что в конечном счете приводит к снижению скорости процесса выщелачивания в целом.

Извлечение ценного компонента при кучном выщелачивании достигает 50—90% при продолжительности выщелачивания 3—4 года. Опробование отвалов и куч показывает, что при среднем извлечении 45—50% извлечение из верхних слоев достигает 80—90%, извлечение из средних слоев находится на уровне 50%, а в нижних слоях до 10%. В некоторых случаях, например при выщелачивании медных руд, выявлены слои с повышенной концентрацией меди. Обогащение медью произошло за счет осаждения меди, выщелоченной из выщележащих слоев.

Распределение железа в выщелачиваемом объеме кучи примерно равномерное. В верхних слоях железосодержащие минералы представлены окисленными и сульфатными формами, в нижней части преобладает пирит. Это подтверждает тот факт, что выщелачивание идет преимущественно в окисленной части отвала.

Аэрация куч позволяет существенно повышать извлечение ценного компонента. Так, опыты по кучному выщелачиванию

меди с принудительной аэрацией показали, что принудительная аэрация позволяет повышать извлечение с 66,5 (без аэрации) до 80%.

Кучное выщелачивание позволяет снижать себестоимость готовой продукции в 2—5 раз по сравнению с традиционными методами обогащения.

Практика кучного выщелачивания. В настоящее время известно более 40 установок по выщелачиванию меди из отвалов и куч. В более чем 30 из них выделение меди из раствора осуществляют методом цементации на железе.

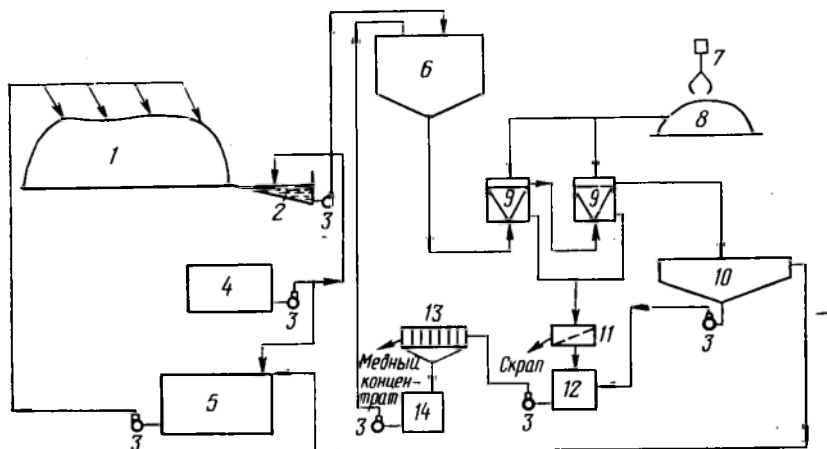


Рис. 55. Схема цепи аппаратов получения меди методом кучного выщелачивания

Схема получения меди методом кучного выщелачивания и последующего выделения ее из раствора представлена на рис. 55.

Растворитель одним из трех способов (разбрызгиванием, оросительными канавами или нагнетательными скважинами) подводят к руде, складированной в куче 1. При фильтрации растворителя через руду происходит выщелачивание преимущественно окисленных минералов. Продуктивный раствор с повышенным содержанием меди собирается в отстойном прудке 2, а затем перекачивается в расходную емкость 6, из которой он поступает в цементаторы 9, включенные последовательно. Цементная медь в виде пульпы подается на сита 11, где выделяют мелкий скрап (мелкие частицы железа). Подрешетный продукт направляют в сборник 12.

Слив второго цементатора направляют в сгуститель 10, а продукты сгущения — в сборник пульпообразной цементной меди и в регенерационную емкость 5. Цементную медь (из сборника 12) насосом 3 подают на пресс-фильтр 13. Фильтрат

пресс-фильтра (из сборника 14) подают в бак 6 продуктивных растворов. Осадок пресс-фильтров представляет собой готовый продукт в виде тонкодисперсного медного порошка с содержанием меди 72—85%. В регенерационную емкость добавляют воду (шахтные воды) для восполнения потерь раствора и при необходимости серную кислоту из емкости 4. Пополнение скрапа в цементаторы ведут из склада 8 с помощью грейферного

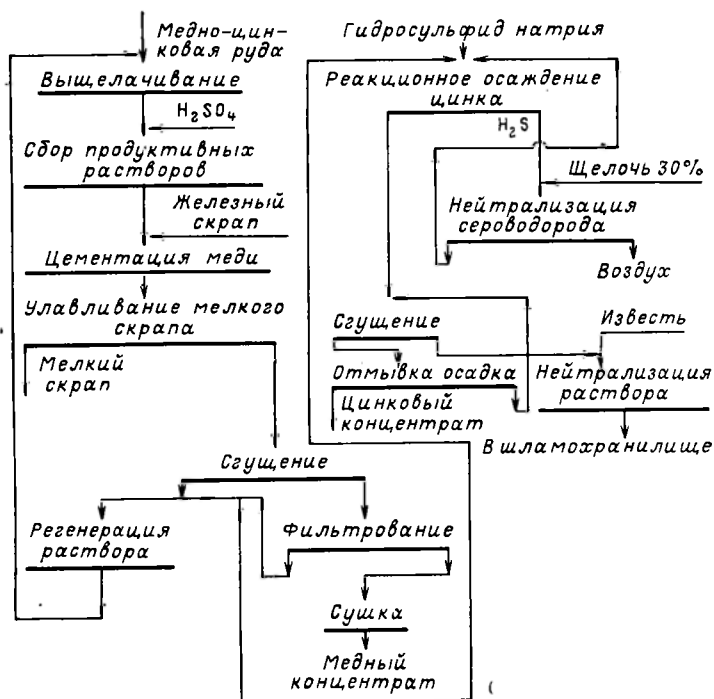


Рис. 56. Технологическая схема кучного выщелачивания медно-цинковой руды

погрузчика 7. Серную кислоту при необходимости подают и в отстойный прудок 2.

При выщелачивании полиметаллических руд из куч схема получения металлов усложняется за счет дополнительных операций по переводу металлов из раствора в форму, удобную для дальнейшего потребления. Технологическая схема получения меди и цинка методом кучного выщелачивания представлена на рис. 56.

Схема обогащения включает следующие основные операции: выщелачивание медно-цинковой руды, сбор продуктивных растворов в прудки и подкисление их серной кислотой, цементационное выделение меди на железный скрап, откачка цементной меди и выделение мелкого скрапа, цикл обезвоживания

цементной меди и цикл выделения цинка из раствора. Операцию сгущения цементной меди можно проводить в отстойниках или сгустителях. При сгущении в отстойниках периодического действия осветленный раствор удаляют, шламы при благоприятных климатических условиях сушат на воздухе и отгружают потребителям при влажности до 20—25%. При сгущении цементной меди в сгустителях в технологический процесс включают операцию фильтрования сгущенного продукта.

В цикл выделения цинка направляют часть растворов с цементационных установок. При необходимости ведут подкисление раствора серной кислотой для создания определенного значения pH. Цикл выделения цинка включает реакционное осаждение цинка гидросульфидом натрия (NaHS), нейтрализацию выделяющегося сероводорода 30%-ным раствором щелочи, сгущение, последующую отмывку и сушку цинкового концентрата и нейтрализацию отработанных растворов известковым молоком.

В качестве основной операции при кучном выщелачивании является выделение меди из раствора. Из раствора медь можно выделить химическим и электролитическим осаждением, сорбцией ионитами и цементацией. Процессы химического осаждения и сорбционное выделение не получили еще широкого распространения.

Электролиз меди из растворов рентабелен при концентрации ее более 15—20 г/л. Продуктивные растворы кучного выщелачивания содержат меди от 0,3 до 3,6 г/л, железа 2—8 г/л (в том числе 3—5 г/л Fe^{3+}), шламов 0,5—1 г/л при pH раствора 1,5—3,5. Таким образом, медь из этих растворов рентабельно выделять практически только цементацией. Промышленностью освоен процесс цементации меди железным скрапом, ведутся опыты по цементации меди алюминием.

Перед цементационным выделением меди из раствора выделяют шламы в прудках-отстойниках и восстанавливают Fe^{3+} путем подачи серной кислоты для поддержания pH в пределах 2,5—3, что предотвращает выпадение железа в осадок. Интенсификация осаждения шламов достигается применением флокулянтов, например полиакриламида. Из хорошо подготовленных растворов медь извлекают практически полностью (остаточное содержание меди доводят до 60 мг/л).

Для цементации используют губчатое железо, консервную жечь, обрезки жести, железный лом, стружку. Тяжелый скрап (трубы, рельсы и др.) в настоящее время не применяют в связи с малой реакционной поверхностью, повышенным расходом и трудностями, возникающими при загрузке такого скрапа и его перемешивании с пульпой. Губчатое железо обладает развитой поверхностью и рассматривается в качестве перспективного цементатора. В процесс цементации его подают крупностью $-2+0,074$ мм. Извлечение меди на губчатом железе достигает 98%.

Консервную жести (использованные железные консервные банки) для удаления остатков пищи, лака, олова обрабатывают при температуре 400—600 °С. Оловянное покрытие можно удалять и раствором каустической соды. Очищенную жести рубят, мнут до получения однородной крупности. Плотность подготовленной жести составляет 130—480 кг/м³, а сьем меди с 1 м³ жести достигает 200 кг в сутки.

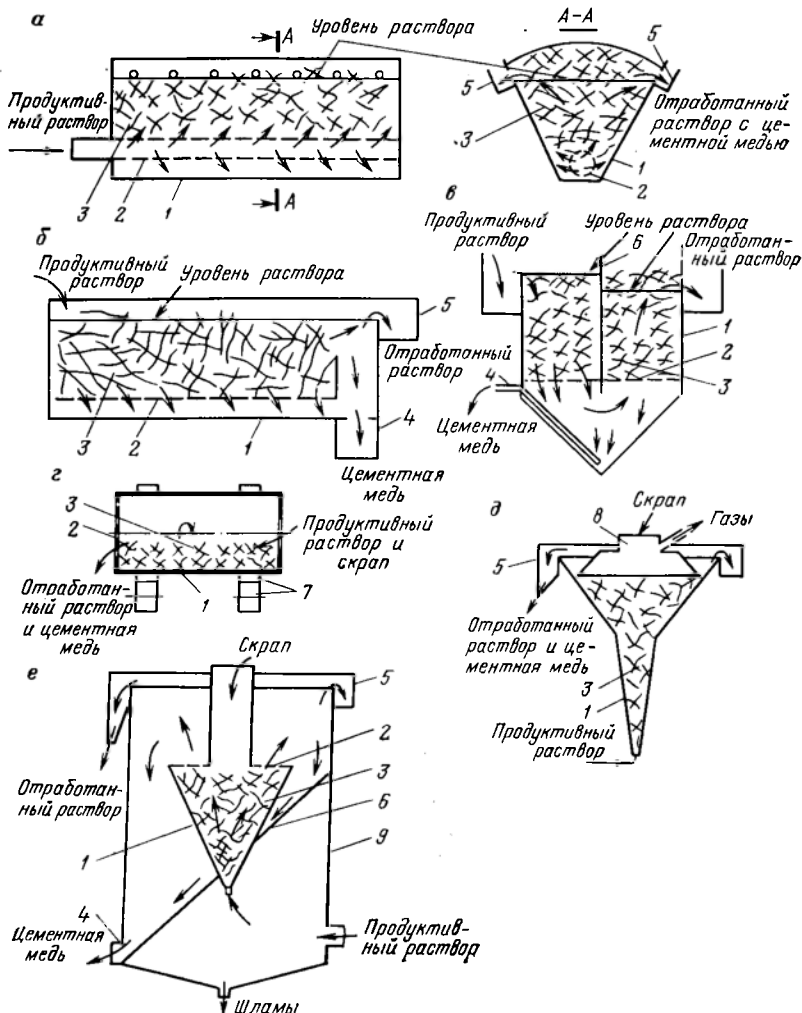


Рис. 57. Схемы цементаторов:

а — цементационный желоб; б — цементационно-осадительный желоб; в — сдвоенная цементационно-осадительная ванна; г — барабанный; д — конусный; е — конусно-цилиндрический цементатор-осадитель; 1 — корпус; 2 — ложное днище (решетка, перфорированная труба); 3 — железный скрап; 4 — устройство вывода пульпообразной цементной меди; 5 — желоба отработанного раствора; 6 — перегородка; 7 — бандаж и катки; 8 — устройство загрузки и улавливания скрапа; 9 — сгуститель

Цементацию меди проводят в цементационных желобах, чанах и ваннах (бассейнах), барабанных, конусных цементаторах (рис. 57). Лучшие результаты обеспечивают аппараты с перемешиванием или встряхиванием скрапа.

На рис. 57, а представлены поперечный и продольный разрезы цементационного V-образного желоба. В корпусе 1 желоба по дну проложена перфорированная труба 2. Скрап 3 загружают по всему объему желоба. Продуктивный раствор подают по перфорированной трубе 2, а отработанный раствор через отверстия в верхней части бортов желоба сливается в сборные желоба 5.

Данный желоб предназначен для цементации. Выделение цементной меди из раствора предполагается вести в отдельном аппарате. Перемешивание железного скрапа в этом типе желоба также не предусмотрено. Цементная медь выносятся потоком отработанного раствора.

На рис. 57, б приведена схема цементационно-осадительного желоба, в котором реализуются две технологические операции: цементация и выделение цементной меди. Железный скрап 3 загружают на ложное днище 2 по всему объему желоба, исключая небольшую часть его со стороны разгрузки. Цементная медь выделяется в пространство между ложным днищем (решеткой) и днищем корпуса, транспортируется потоком раствора к разгрузочному устройству 4. Концевая часть желоба работает в режиме классификатора. Скрап в цементаторе не перемешивается.

На рис. 57, в представлена схема «двоянной» цементационно-осадительной ванны 1, верхняя часть которой служит для цементации, а нижняя для сгущения цементной меди. Цементация проводится в двух отсеках, разделенных перегородкой 6. В первом отсеке направление движения раствора совпадает с направлением движения осаждаемой цементной меди, во втором — противоположное. Скорость течения раствора выбирают из условия осаждения цементной меди во втором отсеке. Скрапом 3 заполняют оба отсека, перемешивание его не предусматривается. Цементная медь откачивается по мере ее накопления разгрузочным устройством 4.

В барабанном цементаторе (см. рис. 57, г) осуществляется только цементация. Особенностью этого аппарата является то, что скрап 3 интенсивно перемешивается при вращении барабана 1 и цементирующая поверхность активно очищается. Потери крупного скрапа предотвращаются за счет решетки 2. Недостатки такого цементатора заключаются в сильном истирании цементной меди и высоких энергозатратах на перемешивание (вращение).

В конусных цементаторах, обеспечивающих извлечение меди из раствора до 98%, перемешивание высококачественного цементирующего железа осуществляется самим раствором.

В конический корпус цементатора (см. рис. 57, д) загружают скрап 3 и в нижнюю его часть подают продуктивный раствор, который, поднимаясь вверх, вымывает тонкодисперсный скрап и цементную медь. В верхней части конуса концентрируется тонкодисперсный скрап с развитой поверхностью и проходят сильно обезвоженные растворы. Это обстоятельство позволяет повышать извлечение меди. Предотвращение уноса скрапа в сливной желоб 5 достигают с помощью улавливающего устройства 8.

В конусно-цилиндрическом цементаторе-сгустителе (см. рис. 57, е) осуществляется цементация меди с перемешиванием высококачественного железа и выделение цементной меди из отработанных растворов. В коническую часть 1, заполненную скрапом 3, подают продуктивный раствор, очищаемый от шламов в нижней части сгустителя 9. Цементация идет аналогично выше описанному процессу (см. рис. 57, д). Отличия заключаются в том, что тонкий скрап удерживается от уноса сеткой 2, а отработанный раствор с цементной медью выносится в верхнюю часть сгустителя 9, где и осуществляется выделение цементной меди. Выделенная медь сползает по наклонной перегородке 6 к разгрузочному устройству 4. Отработанный раствор поступает в кольцевой желоб 5.

Конусные цементаторы имеют высокую удельную производительность. На аппарате диаметром 3,3 м, высотой 3,6 м в сутки перерабатывают 10 тыс. м³ раствора при извлечении 98%. (Для сравнения: для переработки этого объема раствора необходимы желоба длиной 330 м, шириной и высотой в 1,3 м, обеспечивающие извлечение не выше 90%.) Цементная пульпа содержит 2—3 г/л твердого, поэтому ее требуется сгущать, фильтровать и сушить. Цементные осадки при необходимости обогащают, применяя магнитные и флотационные методы обогащения.

Применение кучного выщелачивания медных руд и последующего цементационного выделения меди из раствора позволяет получать высококачественные медные концентраты при высоком извлечении меди как при выщелачивании, так и при цементации (табл. 30).

Технологические показатели процесса кучного выщелачивания в целом зависят от свойств руды, раствора, бактерий, технологических режимов выщелачивания и осаждения меди.

Так, при выщелачивании меди из окисленных и сульфидных руд извлечение составляет соответственно 22—26 и 17—19%. Повышение скорости перевода сульфидных форм в окисленные осуществляют двумя способами: подачей кислоты извне в раствор и вводом пирита в руду.

Второй способ перспективнее для районов с холодным климатом. Так как пирит окисляется бактериями в куче с выделением тепла, то это позволяет поднимать температуру руды до уровня, благоприятного для жизнедеятельности бакте-

Т а б л и ц а 30. Показатели работы цементационных установок
(по С. И. Полькину, Э. В. Адамову, В. В. Панину)

Предприя- тие, страна	Цемен- тацион- ный аппарат	Расход осади- теля, т/т меди	Содержание меди в рас- творе, г/л		Содер- жание меди в осадке, %	Извле- чение меди в осадок, %
			исходном	отработан- ном		
«Коунрад» (СССР)	Барабан	1,3—1,5	1,5	0,02	80	96
«Влайков Врак» (НРБ)	Желоба	2—2,2	1,5—2	—	75	92
«Кананеа» (Мексика)	Ванна	1,6—2	1,09	0,006	82	99,45
«Чино» (США)	Конус	1—1,8	1,32—2,16	0,08—0,36	85	90—99

рий. В районах с жарким климатом окисление пирита в куче приводит к ее перегреву и стерилизации бактерий.

Свойства раствора — pH, окислительно-восстановительный потенциал Eh и соотношение форм железа (Fe^{3+} и Fe^{2+}) — определяются подачей кислоты и жизнедеятельностью бактерий. Хорошее развитие бактерий наблюдают при благоприятном составе руды (содержит азот, фосфор, калий, магний). Благоприятным для развития *T. ferrooxidans* считают Eh в пределах 475—600 мВ.

Численность бактерий в растворах на разных этапах технологического процесса различна. Например, для условий одного из рудников в орошающих растворах она составляет $1,7 \cdot 10^5$ — $1,7 \cdot 10^7$ кл/мл (клеток на миллилитр), в продуктивных растворах на один-два порядка выше, а в отработанных растворах цементационных ванн снова снижается до содержания их в орошающих растворах.

В орошающих растворах преобладает Fe^{2+} (85—99% $Fe_{общ}$). Малое содержание ионов Fe^{3+} указывает на низкое содержание клеток *T. ferrooxidans*. Повышения интенсивности окисления в таких случаях достигают путем подготовки раствора в микробиологическом прудке-регенераторе, где накапливают бактериальную биомассу путем аэрации, внесения микроорганизмов, питательных солей, защиты от ультрафиолетовых лучей. Содержание бактерий в растворах зависит от времени года. В летние периоды при температуре 20—24 °C оно составляет до $1,2 \cdot 10^7$ кл/мл, зимой снижается на 2—6 порядков, а весной при температуре 14—16 °C доходит до $6,1 \cdot 10^5$ кл/мл.

Устойчивых показателей кучного выщелачивания достигают при использовании автоматического управления и регулирова-

ния всеми операциями процесса на основе информации, получаемой с телеметрических систем контроля.

Технология кучного выщелачивания золота. В ряде случаев выщелачивание золотосодержащих руд экономичнее других способов извлечения золота, особенно при разработке небольших месторождений, переработке старых отвалов, бедных забалансовых руд. Экономичность процесса обеспечивается низкими капитальными и эксплуатационными затратами, возможностью эффективной защиты окружающей среды от токсичных растворов.

Так как выщелачивание золотосодержащей руды ведется цианистыми растворами, то руда должна содержать мало углерода, сорбирующего золото-цианистые комплексы, в ней не должно быть избытка тонких фракций руды, глины, препятствующих просачиванию растворов.

Площадки для кучного выщелачивания золото- и серебросодержащих руд готовят или путем асфальтирования, или применяя полимерные пленки одноразового использования. Пленки от повреждений снизу защищают слоем песка или тщательной подготовкой площадки, сверху — мелкой рудой. Размеры куч при выщелачивании золотосодержащих руд значительно меньше, чем медьсодержащих руд. Например, типичной считают кучу с массой руды 10 000 т. Содержание золота в выщелачиваемой руде составляет 0,5—10 г/т.

Укладку кучи дробленой руды на площадке ведут автосамосвалами с планировкой бульдозерами, но по условиям проницаемости кучи, особенно для руды, имеющей высокое содержание мелких классов, укладку ведут фронтальными укладчиками. Увеличения проницаемости кучи достигают формированием конуса высотой 1 м из мелкой руды, а затем укладкой руды в кучу. При этом создаются вертикально расположенные зоны повышенной проницаемости из крупного материала.

Технология выщелачивания золота из руд включает следующие операции: растворение золота 0,1%-ным раствором цианистого натрия (NaCN) с получением продуктивного раствора (одна часть золота на $0,2 \cdot 10^7$ частей воды); абсорбцию золота в абсорбционных колонках, заполненных углем, с последующей десорбцией золота в горячих щелочных растворах и электролитическое осаждение золота.

Цианистые растворы готовят смешивая воду с NaCN (0,5—1 г/л) и поддерживая pH в пределах 10—10,5 (за счет подачи извести). Продолжительность выщелачивания составляет 30—80 сут, затем руду промывают водой 10—20 сут. Извлечение золота составляет 60—80%. Глина, разбухая, прекращает фильтрацию и, таким образом, снижает извлечение. Руды с содержанием глины более 30% не рекомендуется выщелачивать в кучах.

При продолжительности кучного выщелачивания и промыв-

ке кучи водой 80—100 сут этот процесс можно использовать и в странах с умеренным климатом.

Процесс кучного выщелачивания золотосодержащих руд используется в США (рудник «Эберли»), Канаде и других странах. В нашей стране ведется переработка забалансовых кварцевых золотосодержащих руд крупностью —100+0 мм. Извлечение золота находится в пределах 60—80%. Процесс рентабелен при условии дробления руды до крупности 5 мм.

Кучное выщелачивание урановых руд получило распространение с 1963 г. и в настоящее время осуществляется во Франции, Испании и Мексике.

Урановые руды при содержании более 0,02% U относят к кондиционным рудам. Бедными считают руды, содержащие U от 0,02 до 0,01%.

Кучному выщелачиванию подвергают бедные урановые руды в кучах массой от 1000 до 16 000 т максимальной крупностью —120+0(—400+0) мм. Растворами для выщелачивания служат серная кислота, отработанные растворы гидрометаллургических заводов. Отработанные содержат растворы $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, около 2 г/л H_2SO_4 и имеют pH 1,6.

Площадку под кучу готовят очень тщательно. Полимерная пленка или специальные пластины (поливиниловые) со сборным резервуаром из того же материала предотвращают потери продуктивных растворов.

Выщелачивание длится от 7 до 9 мес, расходы кислоты составляют от 10,5 до 12,5 кг/т руды при извлечении урана от 68 до 80%. В зависимости от объема руды, содержания и извлечения съем урана достигает от 1400 до 3000 кг. Во Франции работает комплекс кучного выщелачивания годовой производительностью свыше 100 т в год.

Отличительной особенностью кучного выщелачивания урана в Испании (провинция Саламанка) является раздельное выщелачивание богатой (более 0,07% U_3O_8) и бедной (0,02—0,07% U_3O_8) руд.

Вначале на землю кладут полиэтиленовую пленку, на которую осторожно укладывают руду послойно. После отсыпки на поверхности кучи проводят борозды и кучу орошают кислым раствором, содержащим до 28 г/л H_2SO_4 . Урансодержащие растворы (0,3—3 г/л U_3O_8 с pH 1,2—1,4) направляют на экстракцию урана аланином 336 и изодеканолом в керосине. Сточные воды обрабатывают известью и хлористым барием. В процессе реэкстракции получают товарный урановый продукт.

Кучное выщелачивание урана богатых (0,28% U_3O_8) мало-мощных месторождений (Эль-Нопаль, Мексика) проводят на материале крупностью до 38 мм. При длительности выщелачивания 45 сут достигают извлечения 80—85%. Расход H_2SO_4 составляет около 25 кг/т руды, содержание U_3O_8 в продуктивном растворе 7 г/л.

§ 35. ТЕХНОЛОГИЯ ЧАНОВОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Чановое выщелачивание получило значительное распространение для окисленных медных, урановых, золотосодержащих руд, труднообогатимых продуктов. Широкое применение этого процесса в отечественной практике нашло для переработки силвинитовых руд.

Отличия чанового выщелачивания от кучного:

интенсификация процесса чанового выщелачивания идет за счет увеличения скорости подвода растворителя к растворяемой поверхности и отвода от нее продуктов растворения;

возможность осуществления фильтрации раствора через руду сверху вниз, снизу вверх, горизонтально;

возможность интенсификации процесса за счет перемешивания руды с растворителем и вовлечение в переработку шламистых руд, тонкодисперсных труднообогатимых продуктов обогащения;

возможность создания в закрытых помещениях оптимальных воспроизводимых условий для жизнедеятельности микроорганизмов;

небольшие объемы выщелачиваемой руды;

сбор продуктивных растворов без потерь.

Различают два вида чанового выщелачивания: перколяционное и выщелачивание с перемешиванием.

В соответствии с этим выделяют два типа оборудования для реализации процессов выщелачивания: чаны без устройств перемешивания и чаны с перемешиванием. Более интенсивный процесс растворения обеспечивают аппараты с перемешиванием. По этой причине в этих аппаратах перерабатывают труднообогатимые, тонкодисперсные, упорные продукты.

Перколяционный способ выщелачивания осуществляют в чанах без перемешивания. Этим способом выщелачивают окисленные богатые медные руды и концентраты. Основными требованиями, предъявляемыми к руде являются достаточная механическая прочность и пористость, гранулометрическая однородность сырья, низкое содержание шламов.

В качестве растворителя применяют, например, для медных руд раствор серной кислоты.

Процесс чанового выщелачивания определяется теми же факторами, что и процесс кучного выщелачивания. Отличием чанового процесса от кучного является отсутствие аэрации руды воздухом (руды перерабатывают окисленные).

По способу подачи растворителя и выщелачиваемой руды выделяют прямоточный, противоточный и полупротивоточный способы выщелачивания.

Если ограниченная часть руды выщелачивается каким-то объемом растворителя, то к концу процесса концентрации реагирующих веществ в растворителе и руде снижаются и скорость растворения существенно падает. То же самое наблю-

дается и при непрерывном выщелачивании транспортируемой руды при подаче растворителя в начало процесса. Описанный способ выщелачивания получил название проточного.

При противоточном выщелачивании растворитель и руда движутся навстречу друг другу. Руда в конце процесса выщелачивания соприкасается со свежим растворителем, что позволяет достигать высоких извлечений. Недостатком способа является низкие концентрации в растворе активного вещества в конце процесса, что приводит к снижению концентраций ценного компонента в продуктивных растворах. Выщелачивание в чанах неподвижной руды может производиться противоточным способом при наличии нескольких чанов и заданном порядке растворения.

При полупротивоточном выщелачивании растворитель подают навстречу движению руды для снижения содержания ценного компонента в отвальных хвостах, а затем направление подачи растворителя меняют на противоположное и достигают высоких содержаний ценного компонента в растворе. При наличии нескольких чанов этот способ выщелачивания реализуется и без движения руды.

При выщелачивании в чанах без перемешивания процесс определяется высотой руды в чане, скоростью омыwania поверхности руды растворителем, температурой раствора и руды, проницаемостью руды.

Для повышения проницаемости руды в цикле рудоподготовки выделяют узкие классы. Перколяционное выщелачивание мелких классов руды в чанах без перемешивания стало возможным благодаря использованию агломерации. Увлажненную мелкую руду на окомкователе превращают в гранулы, которые укладывают в чан. Поскольку механическая прочность таких гранул мала, высота заполнения чана не превышает 3—4 м, скорость перколяции снижают, чтобы не разрушить гранулы.

Результаты выщелачивания улучшаются, если после заполнения чана раствором (смачивание руды) провести дренаж раствора (вымыть тонкодисперсные частицы, организовать фильтрационные каналы), а затем перколяционное выщелачивание. Повышение температуры раствора с 5 до 80 °С для окисленных медных руд приводит к увеличению скорости выщелачивания в 5 раз (а при кучном выщелачивании в 2—3 раза).

После окончания выщелачивания руду промывают с целью доизвлечения ценных компонентов за счет замещения раствора водой. Промывка при 80%-ном доизвлечении меди из раствора в зависимости от содержания шламов требует проведения от 1 (шламов нет) до 10 (25% шламов) циклов.

Для чанового выщелачивания применяют чаны вместимостью 5—10 тыс. т. Длина чанов составляет 50 м, ширина 30—33 м и глубина до 5,5 м. Изготавливают чаны из бетона. По-

верхность чана покрывают асфальтом, смолой, листовым свинцом, полимерным материалом или применяют кислотостойкий бетон. Чаны небольшой вместимости изготавливают из дерева. Внутреннюю поверхность чана защищают кислотостойким материалом.

На расстоянии 0,1—0,2 м от дна чана сооружают ложное дно (решетку). Пространство между дном и ложным дном служит для отвода раствора и не должно заполняться рудой. Поэтому сверху на решетку укладывают защитный материал (рогожа, синтетические покрытия, кусковая руда).

Время полного цикла работ по выщелачиванию медных руд составляет 8—13 сут (загрузка, выщелачивание, промывка, выгрузка). Более половины времени отведено основной операции — выщелачиванию.

Перколяционный процесс выщелачивания в чанах без перемешивания применяется в основном для окисленных медных руд, также возможно его использование при комбинированной технологии переработки смешанных (окисленных и сульфидных руд).

Для выделения меди из растворов чанового выщелачивания применяют электролиз. Это связано с тем, что продуктивные растворы содержат меди от 10 до 26 г/л. Извлечение меди достигает 75—90% при расходе кислоты в пределах 10—55 кг/т руды.

Чановый процесс с перемешиванием руды осуществляют в аппаратах двух типов: с механическими перемешивающими устройствами; с перемешиванием за счет энергии сжатого воздуха (пачуки).

В аппаратах с механическим перемешиванием перерабатывают более крупный материал, чем в пачуках.

Чаны с перемешиванием также защищают от агрессивного воздействия растворов. Интенсивность процессов растворения в аппаратах с перемешиванием выше, чем без перемешивания, благодаря ускорению процессов подвода продуктов реакции. В аппаратах с перемешиванием сжатым воздухом газы, составляющие воздух, могут играть технологическую роль в операции выщелачивания.

Чаны с механическим перемешиванием бывают двух типов: с вертикальным и горизонтальным перемешивающим устройством.

Чан с вертикальным перемешивающим устройством (рис. 58, а) состоит из корпуса 1 с кислотостойкой футеровкой 2 и мешалкой 3. Винт (импеллер, ротор) осуществляет подъем пульпы в средней части, по периферии наблюдаются нисходящие потоки. При циркуляции руды происходит активное контактирование частиц пульпы со свежими порциями раствора. Чан служит только для выщелачивания, а разделение твердой и жидких фаз, отмывку твердой фазы проводят в других аппаратах.

Чан с горизонтальным перемешивающим устройством (рис. 58, б) (шнековый растворитель) состоит из корпуса 1 корытообразной формы, перемешивающего устройства 3 (шнека с одно-, двухзаходной спиралью) с устройством вывода выщелоченной руды, выполненным в виде обезвоживающего элеватора. Особенностью элеватора является

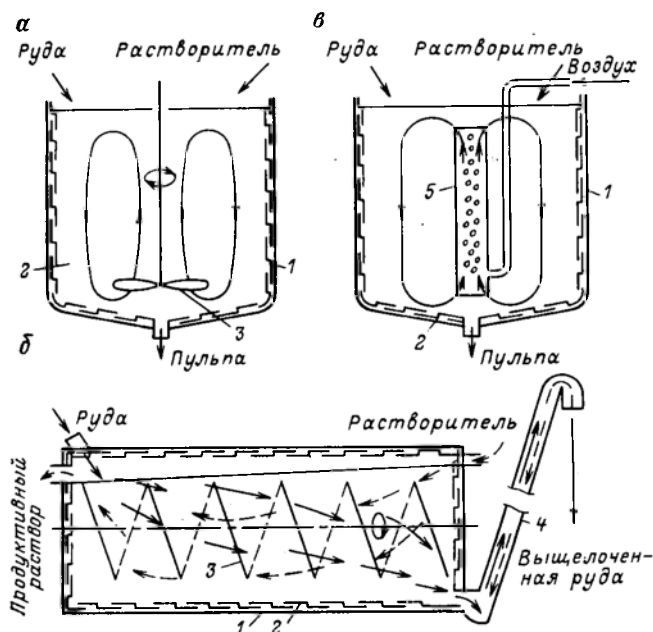


Рис. 58. Схемы чанов с перемешивающим устройством вертикального (а), горизонтального (б), пневматического (в) типов:
1 — корпус; 2 — футеровка; 3 — мешалка (шнек); 4 — обезвоживающий элеватор; 5 — труба

его установка под некоторым углом к линии горизонта и выполнение ковшей перфорированными. При наклонной установке элеватора стекающий с руды раствор не попадает снова в ковши. Кроме перемешивания шнек используют для перемещения руды и частоту его вращения выбирают по условиям перемешивания и транспорта. Длина шнекового растворителя выбирается с учетом времени выщелачивания руды. Выщелачивающий раствор в шнековый растворитель можно подавать как прямоточным способом, так и противоточным.

Чан с перемешиванием сжатым воздухом (пачук) (рис. 58, в) состоит из цилиндрического корпуса 1 с расположенным по его центру эрлифтом, включающим трубу 5 и трубу подачи воздуха. При подаче воздуха в пустотелую трубу пульпа, находящаяся выше врезки воздухоподаю-

шей трубы, аэрируется и ее плотность уменьшается (так как в объеме пачука пульпа не аэрирована, то ее плотность выше плотности пульпы, находящейся в трубе 5). Вследствие этого по трубе 5 пульпа движется вверх, а вне ее — вниз (циркуляция), в результате происходит интенсивное перемешивание. Кислород воздуха может играть и технологическую роль. Достоинством пачуков является то, что он не имеет движущихся частей. Пачуки получили наиболее широкое распространение для чанового выщелачивания.

Чановый процесс выщелачивания в шнековых растворителях широко используют при обогащении сильвинитовых руд. Сильвинитовая руда — трехкомпонентная. Основные компоненты — сильвин, галит и нерастворимые в водных растворах минералы. Кроме интенсификации процесса растворения за счет перемешивания, руду и выщелачивающий маточный раствор (насыщен солями натрия) нагревают до 110 °С. Нагрев маточного раствора осуществляют в теплообменниках,

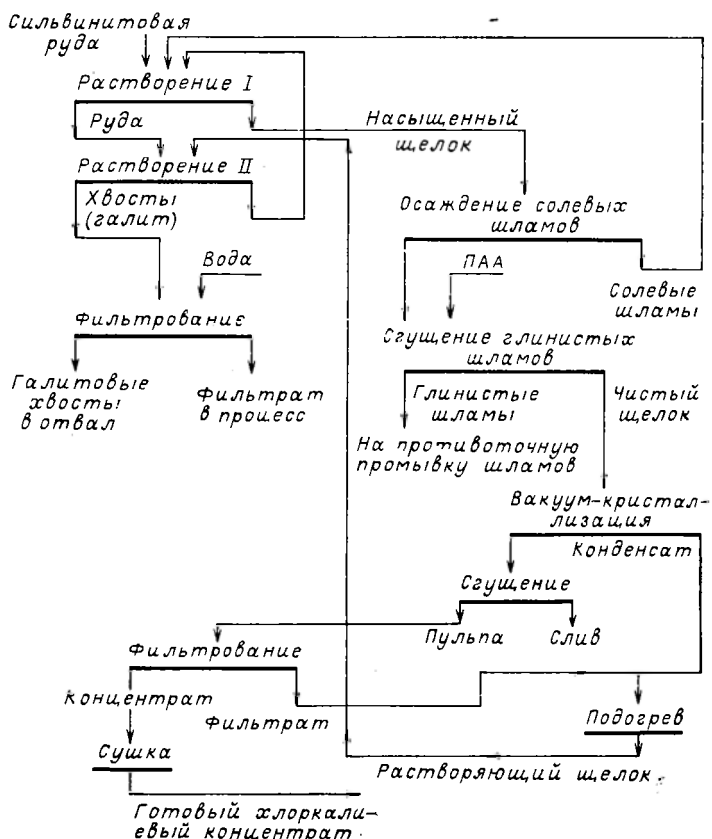


Рис. 59. Технологическая схема обогащения сильвинитовых руд

а руда нагревается путем подачи пара в растворитель (острый пар), и за счет теплообмена (глухой пар). На выщелачивание направляют руду, дробленную до крупности $-10+0$ мм. При вращении шнека руда перемешивается и одновременно перемещается к разгрузке. Выщелоченная руда разгружается в приемное устройство обезвоживающего элеватора, обезвоживается и поступает на следующую стадию обработки.

Технологическая схема обогащения сильвинитовых руд (рис. 59) включает растворение, осаждение шламов и вывод хлористого калия из раствора методом вакуум-кристаллиза-

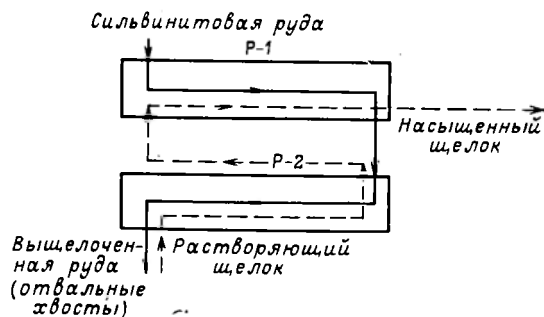


Рис. 60. Схема движения руды и растворителя в шнековых растворителях (Р-1 и Р-2) при полупротивоточном методе растворения

ции. В операции растворения сильвин переводят в раствор, а галит после обезвоживания поступает в хвосты. Нерастворимые минералы выводятся из процесса при сгущении с добавлением полиакриламида для увеличения скорости осаждения шламов.

Селективное выделение из раствора хлористого калия проводят методом вакуум-кристаллизации с использованием различий в растворимости при различных температурах солей натрия и калия.

Растворение с получением насыщенных щелоков и высокого извлечения хлористого калия осуществляется в полупротивоточном режиме. Схема движения руды и выщелачивающего раствора приведена на рис. 60. В качестве выщелачивающего раствора используют маточные растворы (из которых выделены кристаллы хлористого калия), фильтраты, фугаты, конденсаты, т. е. организуется полный водооборот.

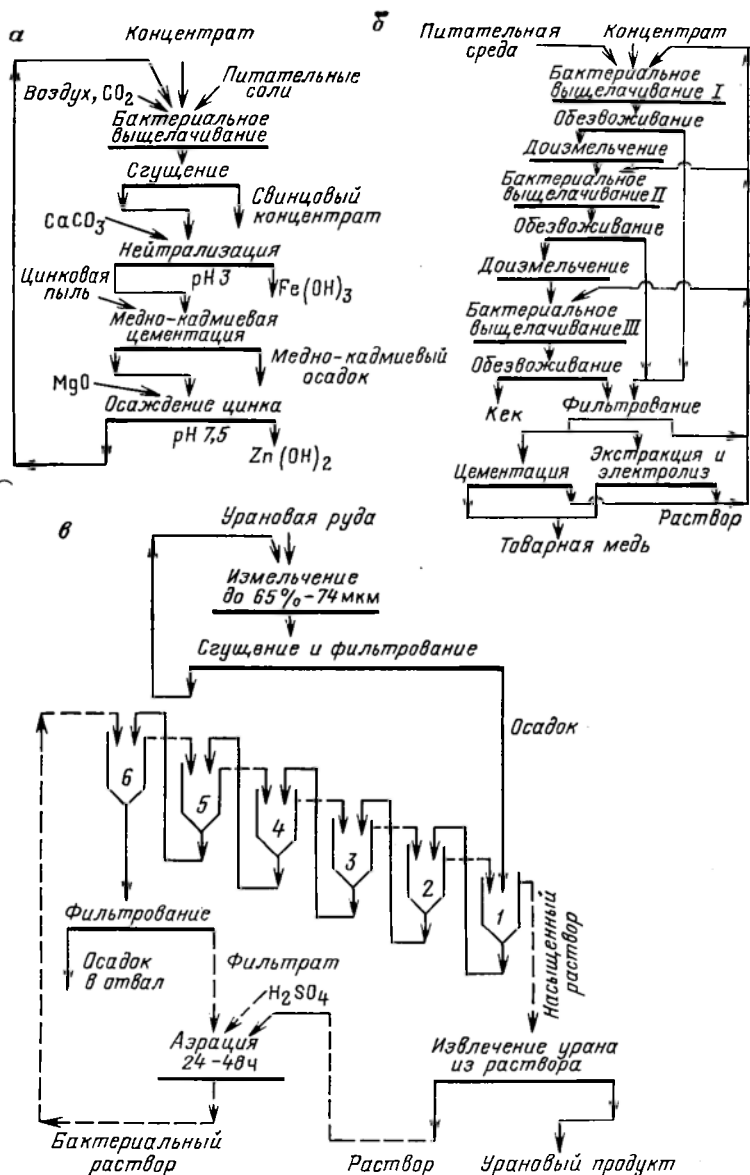
Для предотвращения потерь со шламами тонких зерен руды введена операция осаждения (сгущения) солевых шламов и возврата их в начало процесса.

Вакуум-кристаллизация осуществляется на различных аппаратах, имеющих разное число ступеней, обеспечивающих кипение охлаждающегося раствора под разрежением и позво-

ляющих получать кристаллы различного размера (от сотых долей миллиметра до нескольких миллиметров).

Снижения потерь ценного компонента со шламами достигают их обработкой в узле противоточной промывки.

Процесс выщелачивания калийных руд обеспечивает получение высококачественной продукции (95—98% KCl) при высоком извлечении (90—95%) и используется на обогатитель-



ных фабриках, перерабатывающих калийные руды Верхнекамского и Старобинского месторождений, наряду с флотационным процессом.

В пачуках выщелачивают преимущественно тонкодисперсные продукты (коллективные концентраты, измельченная урановая руда, металлоколлоидные руды и др.). Значительную роль при выщелачивании в пачуках играют бактерии. Использо-

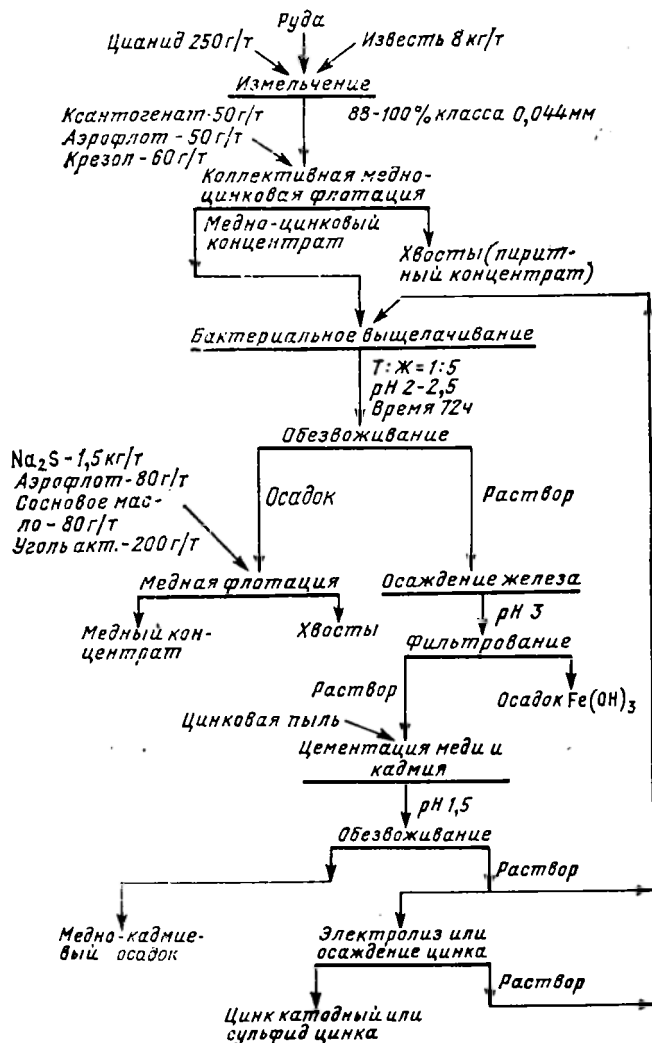


Рис. 61. Принципиальные схемы бактериального выщелачивания: а — схема извлечения меди, цинка и кадмия из свинцового концентрата; б — схема выщелачивания халькопиритового концентрата; в — схема чанового выщелачивания ураносодержащей руды с противоточной декантацией; г — комбинированная схема переработки металлоколлоидных медно-цинковых руд

зование бактерий в этом процессе объясняется тем, что чановый процесс проводят в крупных масштабах, что требует повышения производительности. В пачуках перемешивание воздухом создает благоприятные условия для обеспечения жизнедеятельности бактерий.

Технологические схемы переработки различных продуктов с использованием бактериального выщелачивания приведены на рис. 61.

Схема, разработанная в Канаде для доводки сложного свинцового концентрата с содержанием (%): Pb 42,9; Cu 2,4; Zn 7,7; Fe 16,7 и $S_{\text{общ}}$ 29,6, представлена на рис. 61, а.

Особенность перерабатываемого сырья — тонкая взаимная вкрапленность сульфидов и связь с графитом. Сульфиды металлов при наличии бактерий окисляются до сульфатов (за исключением $PbSO_4$), хорошо растворимых в воде. При этом достигают очистки свинцового концентрата от меди и цинка. В процесс бактериального выщелачивания подают измельченный продукт до крупности — $0,005+0$ мм.

В Канаде также разработана схема бактериального выщелачивания меди (рис. 61, б) из высококачественного халькопиритного концентрата с содержанием, %: Cu 39,3; S 29 и Fe 21,8. Особенность представленной схемы — стадийное бактериальное выщелачивание в три стадии.

Извлечение урана из пиритизированной руды месторождения Эллиот-Лейк (Канада) ведется с применением чанового бактериального выщелачивания (рис. 61, в). Особенностью процесса является противоточное выщелачивание. Бактерии в этом процессе окисляют пирит и генерируют окислитель сульфидов — сульфат окиси железа. Применение бактерий позволило снизить расход серной кислоты с 27,2—36,2 до 11,4 кг/т и температуру от 70 до 32 °С. При содержании твердого 30% и времени выщелачивания 144 ч было достигнуто извлечение 91,1%.

Т а б л и ц а 31. Показатели обогащения металлоколлоидной руды (С. И. Полькину, Э. В. Адамову, В. В. Панину), %

Продукт	Содержание			Извлечение		
	Cu	Zn	Cd	Cu	Zn	Cd
Медный концентрат	23	13,76	—	61,1	6,8	4,2
Медно-кадмиевый осадок	88	—	2,34	23,9	—	81,6
Цинк катодный	—	99,8	—	—	81,7	—
Осадок после бактериального выщелачивания	10,59	2,1	0,01	68,2	9,1	10,2
Медно-цинковый концентрат	8,59	12,65	0,06	92,1	90,8	91,8
Отвалы хвосты	0,78	1,3	0,006	15	11,5	14,2

Колчеданные металлоколлоидные медно-цинковые руды обогащают по комбинированной схеме (рис. 61, 2), в состав которой включено бактериальное выщелачивание в пачуках, что позволяет получать высокие технологические результаты (табл. 31).

§ 36. ТЕХНОЛОГИЯ АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Автоклавное выщелачивание проводят под давлением и при перемешивании острым паром. На автоклавном выщелачивании основаны процессы получения глинозема из бокситов (способ К. И. Байера), вольфрамата натрия (способ И. Н. Масленицкого и В. С. Сырокомского и др.).

Широкое внедрение автоклавных процессов заключается в следующем:

возможность проведения реакций при высоких температурах и давлениях обеспечивает во всех случаях резкое увеличение скорости химических реакций, что позволяет осуществлять процессы, которые в обычных условиях протекают крайне медленно и неполно;

герметичность аппаратуры уменьшает потерю реагентов и исключает загрязнение окружающей среды.

Автоклавное выщелачивание протекает за счет простого обмена ионами реагирующих компонентов (например, растворение окислов в кислотах или щелочах или реакции обменного разложения солей, протекающие без изменения валентности) или химического взаимодействия компонентов с передачей электронов и изменением валентных соединений (например, окислительно-восстановительные реакции).

Технология автоклавного выщелачивания при получении глинозема. Получение алюминия из бокситов включает две стадии: производство глинозема; электролитическое получение алюминия из глинозема. Глинозем получают с применением метода спекания и автоклавного выщелачивания по способу Байера.

Процесс Байера является наиболее эффективным способом производства глинозема.

Алюминий из-за высокой активности встречается в природе только в связанном состоянии, в форме собственно алюминиевых минералов и силикатных пород. Основными минералами, используемыми для производства алюминия автоклавным методом, являются корунд $[(\text{Al}_2\text{O}_3, \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 100\%]$, диаспор $[(\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}, \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 85\%]$, бемит $[(\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}, \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 85\%]$, гидраргиллит $[(\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}, \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 65,4\%]$, каолинит $[(\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}][\text{OH}]_8, \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 39,5\%]$, алунит $[(\text{KAl}_3[\text{SO}_4]_2[\text{OH}]_6, \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 37-39\%]$, нефелин $[(\text{Na}[\text{AlSiO}_4], \alpha_{\text{Al}_2\text{O}_3}) 32-36\%]$.

Диаспор, бемит, гидраргиллит — природные гидраты окиси алюминия — основные составляющие бокситов. Основным

сырьем (95%) для алюминиевой промышленности служат бокситы. В зависимости от состава различают гидраргиллитовые, гидраргиллит-бемитовые, бемит-диаспоровые и диаспоровые бокситы. По окраске бокситы бывают от белого до красного цвета. Качество бокситов определяется весовым соотношением

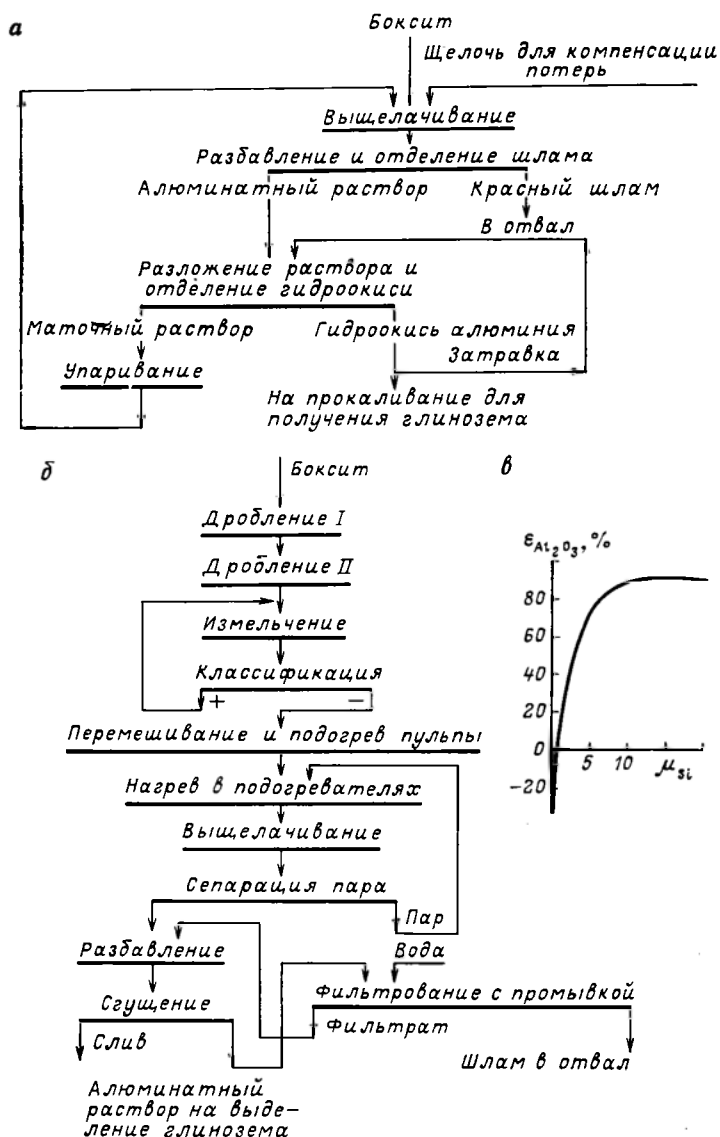


Рис. 62. Технология получения глинозема:

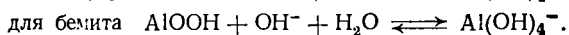
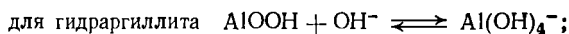
а — способ Байера; б — схема выщелачивания бокситов; в — зависимость извлечения глинозема от кремниевого модуля боксита

окиси алюминия к двуокиси кремния ($\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2 = \mu_{\text{Si}}$ — кремниевый модуль).

Выщелачивание бокситов в автоклавах ведут щелочными растворами с образованием воднорастворимых алюминатов натрия. Алюминатные растворы после разбавления и отделения шлама подвергают гидролитическому разложению при перемешивании с гидроокисью алюминия. При разложении раствора затраченная на выщелачивание боксита щелочь высвобождается и после упаривания возвращается на выщелачивание (рис. 62, а).

Процесс Байера идет по реакции: гидроокись алюминия + щелочь $\rightleftharpoons$ раствор алюмината. При растворении равновесие сдвигается вправо, а при осаждении влево.

Согласно современным представлениям растворение гидраргиллита и бемита в растворах щелочей протекает с образованием комплексных алюминатных ионов $\text{Al}(\text{OH})_4^-$:



Низкосортные бокситы без предварительного обогащения не могут быть использованы для производства глинозема наиболее эффективным методом Байера. Схема выщелачивания бокситов приведена на рис. 62, б.

Измельчение бокситов ведут до 70—75% класса —0,061 мм в замкнутом цикле с классифицирующим оборудованием (классификаторы или гидроциклоны). В измельчение подают оборотный раствор с определенным соотношением $\text{Na}_2\text{O}/\text{Al}_2\text{O}_3$ (каустический модуль). Измельченный продукт нагревают паром и выдерживают при перемешивании несколько часов. При этом часть кремнезема переходит в нерастворимый алюмосиликат, чем предотвращается образование накипи на трубках нагревателей. Следующую стадию нагрева пульпы проводят в трубчатых нагревателях (до 140—150 °С) паром с температурой 160 °С. Подогретая пульпа подается в автоклав, где процесс выщелачивания бокситов завершается.

Известен дискретный и непрерывный процесс автоклавного выщелачивания. При непрерывном процессе пульпа перетекает по батарее соединенных друг с другом автоклавов. Из автоклавов пульпа поступает в паротделитель, пар из которого используется для нагрева пульпы в подогревателях. Затем разбавленная и охлажденная пульпа поступает на сгущение, где в сгущенный продукт выделяется твердая фаза (гидроокись железа, алюмосиликаты и другие примеси). Сгущенный шлам фильтруется, промывается и складывается в отвале. Слив сгустителя (алюминатный раствор) направляют на выделение глинозема. О влиянии кремниевого модуля на извлечение глинозема $\varepsilon_{\text{Al}_2\text{O}_3}$ можно судить по данным, приведенным на рис. 62, в.

Перспективным считается процесс бактериального обескремнивания бокситов с помощью силикатных бактерий (*Silicis*), способных разрушать силикаты. Оптимальными условиями жизнедеятельности бактерий являются температура 25—30 °С, рН 6,8—7,2, питательная углеводородная среда должна содержать азот.

Результаты бактериального обогащения бокситов приведены в табл. 32.

Таблица 32. Результаты обогащения бокситов силикатными бактериями (по С. И. Полькину, Э. В. Адамову, В. В. Панину)

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Кремневый модуль	Условия проведения опыта
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂		
Концентрат	92	48,1	11,8	91,5	90,5	4	Контроль (без бактерий)
Раствор	8	51,3	14,2	8,5	9,5	3,6	
Исходный боксит	100	48,4	12	100	100	4	Бактериальная обработка трехкратная по 7 сут
Концентрат	65,7	60	4,5	84,6	23	13,3	
Раствор	34,3	26,6	27,8	15,4	77	0,9	Бактериальная обработка двухкратная 10 сут
Исходный боксит	100	48,4	12,4	100	100	3,9	
Концентрат	66,1	59,8	4,4	83	24,2	13,6	Магнитная сепарация
Раствор	33,9	22,3	26,3	17	75,8	0,85	
Исходный боксит	100	47,6	12,1	100	100	3,9	
Концентрат	57,8	53,2	10,1	65,3	47	5,3	
Хвосты	42,2	41	13,6	34,7	53	3,2	
Исходный боксит	100	47,1	12,4	100	100	3,8	

На основании представленных данных видна возможность обескремнивания бокситов (повышение кремниевого модуля) путем растворения силикатов бактериями. По результатам обширных исследований предложена технология обескремнивания бокситов (рис. 63).

Технология автоклавного выщелачивания вольфрама. Вольфрам — малорастворимый элемент. В природных соединениях вольфрам представлен в виде солей вольфрамовой кислоты. Промышленными минералами являются вольфрамит (Fe, Mn)WO₄ и шеелит CaWO₄ (вольфрамат кальция). Соотношения между Fe и Mn в вольфрамите колеблется от чисто железистых (ферберит FeWO₄) до чисто марганцевых (гюбнерит MnWO₄) разностей.

Основными типами вольфрамовых месторождений являются вольфрамит-кварцевые жилы и скарновые шеелитовые место-

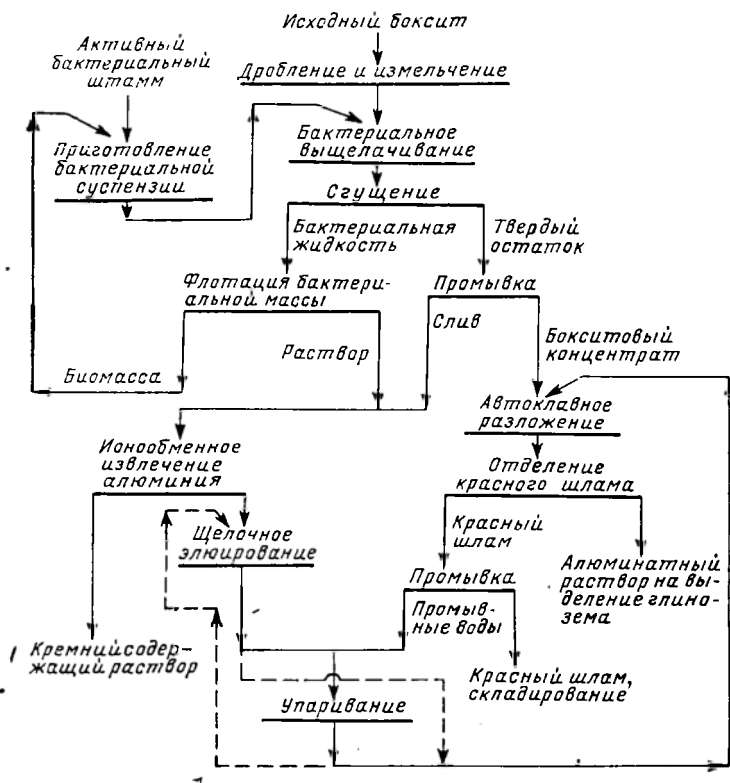
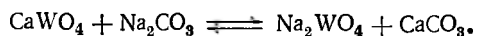


Рис. 63. Технологическая схема бактериального обескремнивания бокситов (по П. И. Андрееву)

рождения. Вблизи коренных жильных месторождений иногда встречаются россыпи, которые могут служить источником добычи вольфрамовых минералов.

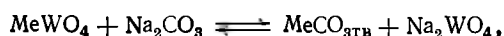
Содержание вольфрама в рудах составляет от десятых долей процента до 1,5%. Сложность минерального состава вольфрамовых руд и невысокие содержания затрудняют получение кондиционных концентратов и не позволяют получать высокое извлечение. Потери вольфрама появляются в операциях разделения труднообогащаемых промежуточных некондиционных продуктов. Применение автоклавного выщелачивания позволяет повысить эффективность процесса.

Процесс автоклавного выщелачивания труднообогатимых продуктов впервые разработан в нашей стране. Перевод вольфрама из концентрата в раствор производится за счет взаимодействия раствора соды с вольфрамом кальция при температуре 170—250 °C



Константа равновесия этой реакции и скорость ее протекания резко изменяются от температуры. При температуре 100 °С скорость этой реакции незначительна. При температуре 200 °С реакция протекает с достаточной скоростью.

В общем виде выщелачивание вольфрамовой руды идет по реакции



где Me обозначает Ca, Fe, Mn.

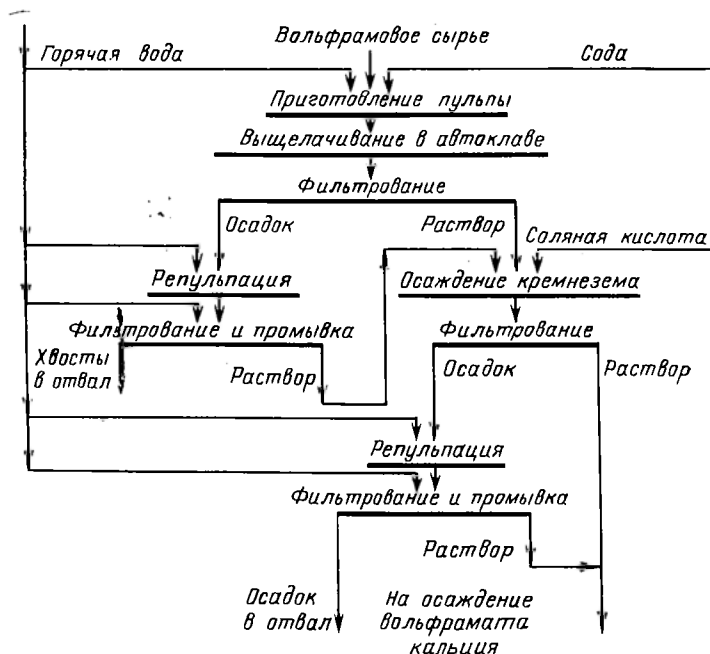


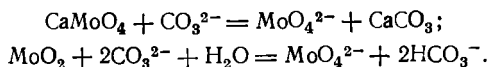
Рис. 64. Технологическая схема автоклавного выщелачивания вольфрамовых продуктов (по И. Н. Масленицкому)

Увеличение избытка соды приводит к повышению извлечения вольфрама, но одновременно снижается эффективность ее использования.

В результате реакции разложения вольфрамовых минералов растворами соды образуются нерастворимые соединения (карбонаты или продукты их гидролиза), выпадающие в осадок.

При автоклавно-содовом выщелачивании вольфрамовых продуктов поведение сопутствующих минералов нередко существенно влияет на процесс. Так, молибденит при отсутствии окислителей не растворяется в содовом растворе, но все окис-

ленные соединения молибдена легко переходят в раствор, образуя молибдат натрия,



Из полученных выщелачивающих растворов перед осаждением вольфрама молибден выделяют в форме сульфида MoS_3 прибавлением сернистого натрия; раствор нейтрализуют соляной кислотой.

Принципиальная схема автоклавного выщелачивания вольфрамовых продуктов приведена на рис. 64.

По этой схеме перерабатывают продукты различного качества в различных технологических режимах. Так, выщелачивание концентратов с невысоким содержанием вольфрама проводят при содовом эквиваленте 4, температуре 225°C , давлении 25 МПа, Ж:Т=1:2. Время выщелачивания равно 4 ч. Извлечение вольфрама достигает 96%.

Выщелачивание богатых концентратов ($\alpha_{\text{WO}_3}=58\text{—}65\%$) не вызывает особых затруднений. Концентраты выщелачивают при крупности 90% — 0,074 мм, Т:Ж=1:3, содовом эквиваленте 3, 5, времени выщелачивания 4 ч и температуре 225°C . Извлечение составляет 97—98%.

§ 37. ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Геотехнологические методы совмещают в одной технологической цепи процессы добычи и переработки (обогащения) полезного ископаемого.

Геотехнологические методы базируются на переходах твердого полезного ископаемого или его компонентов в подвижное состояние непосредственно на месте залегания с помощью химических, физических, тепловых, гидродинамических процессов.

К главным отличительным особенностям геотехнологических методов относят следующие:

- извлечение ценного компонента или всего полезного ископаемого в большинстве случаев ведется через скважины;

- в качестве инструмента добычи выступают рабочие агенты, с помощью которых ценный компонент или полезное ископаемое переводится в подвижное состояние;

- перевод компонентов полезного ископаемого в подвижное состояние имеет избирательный характер;

- объект добычи одновременно является и местом проведения операций переработки.

Особенности геотехнологических методов добычи и переработки создают предпосылки для получения значимых социальных и экономических результатов:

- труд горняка не будет связан с подземными работами и станет безопасным;

появляется возможность извлечения из недр только ценного компонента, вмещающие породы остаются по месту их залегания;

значительно уменьшаются нарушения природного ландшафта, так как вмещающие породы остаются в недрах;

часть операций технологического процесса проводится в недрах, и это может позволить сократить потребность в производственных площадях;

создаются предпосылки для существенного повышения эффективности производства за счет исключения транспортирования полезного ископаемого и отходов обогащения, повышения производительности труда, повышения степени извлечения полезного ископаемого из недр.

Технология добычи и переработки полезного ископаемого. Обычно для добычи полезного ископаемого подземным или открытым способом требуется вскрыть месторождение, подготовить его к добыче, выемке и транспортированию полезного ископаемого к месту переработки. Переработка полезного ископаемого на обогатительной фабрике требует осуществления операций раскрытия минералов, их разделения, доведения концентратов до кондиций и удаления отвальных продуктов переработки.

При геотехнологической добыче и переработке требуется осуществить следующие операции:

- вскрытие месторождения или его части;

- подготовку части или всего месторождения полезного ископаемого к переводу в подвижное состояние;

- транспортирование ценного компонента или полезного ископаемого на поверхность;

- выделение ценного компонента и его преобразование в форму, пригодную для дальнейшего потребления.

Геотехнологический способ добычи и переработки полезных ископаемых имеет ряд преимуществ перед обычными способами:

- операция вскрытия месторождения требует доступа к полезному ископаемому только рабочего агента, а не горной техники и людей;

- операция подготовки месторождения к отработке служит целям увеличения поверхности контакта полезного ископаемого с рабочим агентом;

- операция выемки ценного компонента играет роль разделительного процесса и только в случаях перевода полезного ископаемого в пульпообразное состояние соответствует установившемуся значению этого термина;

- операции подъема на поверхность полезного ископаемого и транспортирование к местам захоронения хвостов обогащения трансформируются в операции транспортирования ценного компонента или полезного ископаемого на поверхность и подачи рабочего агента по месту его залегания.

Т а б л и ц а 33. Геотехнологические методы добычи и переработки (по В. Ж. Аренсу)

Свойства залежи полезного ископаемого					
Свойства компонентов полезного ископаемого	Проницаемые породы		Слабопроницаемые породы		
	Тело залежи является полезным компонентом	Пористое и рыхлое тело	Трещиноватое и кавернозное тело		Связное вещество
			Газификация торфа	Газификация серы	Газификация сланцев
Способность гореть и возгоняться	Газификация угля				Возгонка реагента, киновари
Способность к плавлению	Выплавка бишофита	Выплавка в электрических полях битумов, тяжелой нефти		Выплавка теплоносителя серы, озокерита, битума	Выплавка серы токами высокой частоты
Способность растворяться и образовывать жидкие системы	Растворение калийной, каменной соли, бишофита. Гидроенизация угля	Выщелачивание урана, ванадия, озокерита		Выщелачивание полиметаллов	Выщелачивание с предварительным дроблением медных, никелевых, мышьяковистых руд
Способность к образованию подвижных взвесей	Скважинная гидродобыча угля, торфа, песка, урансодержащих пород	Скважинная гидродобыча фосфоритов, марганца и россыпных металлов		Выщелачивание полиметаллов	Гидродобыча с размывом
					Растворение связующего в апатит-фосфиловых рудах

Разнообразие геотехнологических способов добычи и переработки определяют свойства залежи полезного ископаемого (табл. 33).

Для вскрытия месторождения полезного ископаемого при геотехнологических способах добычи и переработки необходимо обеспечить доступ к нему, что выполняют с помощью скважин или проходкой специальных выработок, проводимых как с поверхности земли, так и из горных выработок шахты.

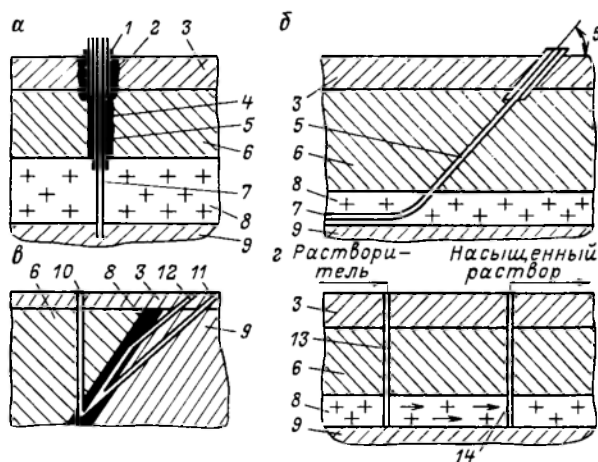


Рис. 65. Схемы вскрытия месторождения при геотехнологических способах добычи и переработки:

а — вертикальной скважиной; *б* — наклонно-горизонтальной скважиной; *в* — несколькими одновременно работающими скважинами для подготовки газогенератора при подземной газификации угля; *г* — двумя скважинами с раздельными функциями; 1 — кондуктор; 2 — зацементированное затрубное пространство; 3 — четвертичные породы; 4 — колонна обсадных труб; 5 — водоподающая колонна труб; 6 — перекрывающие породы; 7 — скважина в продуктивной толще; 8 — продуктивная толща; 9 — подстилающие породы; 10 — 12 — соответственно розжиговая, дутьевая и газоотводящая скважины; 13 — скважина подачи растворителя; 14 — скважина откачки насыщенного раствора

Скважины подразделяют на добычные и вспомогательные. К вспомогательным относятся разведочные, водоотливные, оценочные и контрольные скважины. Через добычные скважины подают рабочие агенты и извлекают на поверхность компоненты полезного ископаемого. В некоторых случаях функции добычных скважин разделяют. Часть скважин работает для подачи рабочих агентов, другая используется для дренажа, откачки переведенного в текучее состояние полезного ископаемого. Размеры скважин определяются конструкцией оборудования и глубиной залегания месторождения, причем диаметр скважины в забое не превышает 93—112 мм.

При геотехнологических методах добычи и переработки, осуществляемых с подземных горных выработок, когда месторождение полезного ископаемого уже вскрыто, скважины играют роль подготовительных выработок.

Схемы вскрытия месторождения при геотехнологических методах добычи и переработки полезных ископаемых с поверхности приведены на рис. 65.

Основными элементами скважины (см. рис. 65, а), вскрывающей продуктивную толщу 8, являются кондуктор 1, задающий направление скважине, обсадная труба 4. После установки колонны обсадных труб затрубное пространство 2 в осадочных 3 и перекрывающих породах 6 цементируют. В продуктивной толще 8 скважина 7 может перекрываться обсадными трубами, регулирующими процесс добычи. В некоторых случаях скважина доводится до подстилающих пород 9, и эта ее часть служит для сбора шламов. Вскрытие вертикальной скважиной применяется при относительно мощной залежи полезного ископаемого.

При необходимости увеличения запасов, вовлекаемых в разработку одной скважиной, применяют вскрытие наклонно-горизонтальной скважиной (см. рис. 65, б). Горизонтальная часть скважины проводится по пласту полезного ископаемого, и объем извлекаемых запасов определяется длиной горизонтальной части скважины.

При подземной газификации функции подвода окислителя, отвода продуктов реакции, а иногда и розжига пласта разделены (см. рис. 65, в), т. е. вскрытие месторождения ведут с помощью двух или большего числа скважин (10—12).

При выщелачивании ценного компонента из проницаемых горных пород вскрытие ведут двумя скважинами (см. рис. 65, г), расположенными на определенном расстоянии. Одна из скважин 13 служит для растворителя, другая 14 — (дренажная) для откачки насыщенного раствора.

Вскрытия месторождения сетью скважин иногда бывает достаточно для эксплуатации месторождения. В некоторых случаях горно-геологические условия месторождения, свойства полезного ископаемого, обводненность месторождения требуют проведения операций подготовки месторождения к геотехнологическим процессам добычи и переработки.

Операции подготовки полезного ископаемого следует как из специфики полезного ископаемого, так и из предполагаемого способа добычи и переработки.

Общим требованием, предъявляемым ко всем процессам геотехнологии, является необходимость повышения производительности по ценному компоненту каждой из скважин. Выполнения этого требования достигают с помощью увеличения реагирующей поверхности; увеличения скорости протекания операции; снижения потерь рабочих растворов.

Увеличения реагирующей поверхности достигают путем использования операций гидроразрыва полезного ископаемого; дробления полезного ископаемого взрывчатыми веществами или предварительного размыва камер.

Особый интерес представляет операция дробления полезного ископаемого по месту залегания. Взрывчатые вещества могут обеспечить разрушение сравнительно небольших оконтурированных горными выработками массивов и применяются при подготовке к выщелачиванию забалансовых запасов в шахтах. Дробление массива с применением взрывчатых веществ может производиться в зажатой среде и на свободную поверхность. Дробление горных пород в зажатой среде менее эффективно, чем при отбойке на свободную поверхность. При втором способе разрушения применяют камерную систему разработки с выпуском части руды из камер.

Увеличения скорости протекания реакций растворения в подготовительный период достигают переводом ценного компонента в легкорастворимое соединение путем окислительных, восстановительных реакций, проведение которых в подземных условиях затруднительно.

Снижения потерь растворов достигают за счет предварительного осушения месторождения, уменьшения фильтруемости подстилающих пород за счет тампонажной обработки.

Классификацию систем разработки месторождений полезных ископаемых геотехнологическими способами проведем по признакам горно-обогатительного плана. В зависимости от степени интеграции операций добычи и переработки можно выделить неселективные и селективные системы разработки.

По месту залегания полезного ископаемого и используемой системе горных выработок выделяют наземные (поверхностные), скважинные системы разработки, скважинные системы разработки из подземных горных выработок.

По состоянию извлекаемой части полезного ископаемого выделяют системы с расплавами, с растворами, газообразные и пульпообразные.

По способу поддержания выработанного пространства геотехнологические системы разработки подразделяют на следующие:

- с оставлением породного остова по месту залегания;
- с открытым выработанным пространством;
- с закладкой выработанного пространства;
- с обрушением выработанного пространства;
- с затоплением или заполнением выработанного пространства водой или продуктом для хранения.

По полноте извлечения полезного ископаемого выделяют системы камерные и сплошной разработки.

Большинство геотехнологических способов протекает лишь при небольших потерях рабочих агентов, что приводит к использованию камерных систем разработки с оставлением междукammerных целиков, включающих перетоки рабочих агентов. Направление движения, ширина фронта, число скважин, их

размещение, расстояние между скважинами определяют скорость разработки, мощность предприятия.

Среди методов геотехнологической добычи и переработки полезных ископаемых есть такие, которые опробованы человеком в течение столетий, с меньшим сроком практического использования, а также опробованные только в лабораторных условиях. Рассмотрим практические аспекты использования этих методов.

Добыча и переработка солей одна из древнейших отраслей горного дела. Для получения солей используют естественные и искусственно полученные рассолы. Естественные (природные) рассолы встречаются на поверхности и в недрах. Искусственные рассолы получают путем растворения каменной соли, добытой с помощью подземных горных работ и путем растворения соляных залежей из горных выработок или методом растворения через скважины.

Рассолы используют как сырье в содовом и хлорном производстве при производстве многих химических продуктов — соды, хлора, едкого натрия, соляной кислоты, сульфата натрия, пищевой соли высших сортов. По концентрации рассолов выделяют следующие, г/л:

Слабые	50—150	Весьма крепкие	320—500
Крепкие	150—320	Предельно насыщенные	500

Исходным сырьем для получения рассолов служат три группы минеральных образований — хлориды, сульфаты и хлоридосульфаты.

Основным минералом в каменной соли является галит, вредными примесями — ангидрит, полигалит, нерастворимые минералы (глина, илы и др.). Калийные соли (сильвиниты) в качестве главных минералов содержат галит, сильвин и нерастворимые примеси.

Форма залегания месторождений солей может быть пластообразной, куполо- и штокообразной, линзообразной.

Наибольшее промышленное значение имеют крепкие и весьма крепкие хлоридно-натриевые, сульфатно-натриевые и карбонатно-натриевые рассолы.

Добычу и переработку солей геотехнологическими методами ведут на предприятиях, включающем рассолопромысел и цехи по переработке рассола, имеющие единую технологию.

Растворение соли для пищевых нужд производят с применением пресной питьевой воды, для нужд химического производства — нетоксичной, биологически чистой технической воды с ограничением содержания в ней солей кальция, магния и сульфатов при любом содержании по хлористому натрию.

Технология получения пищевой соли из рассолов основана на вакуумной выпарке (вакуум-кристаллизация).

Растворение соли с получением искусственных рассолов ведется через скважины. Проходка скважин включает бурение

до продуктивной толщи, обсадку и цементирование затрубного пространства с последующим добуриванием скважины до проектной отметки в продуктивной толще и опуском труб, вставленных одна в другую и служащих для подачи воды, нерастворителя и подъема рассола.

Различают неуправляемое и управляемое растворение солей. Неуправляемое растворение осуществляют прямоточными и противоточными способами.

При прямоточном растворении (рис. 66, а) опускают одну водоподающую колонну труб на расстоянии 1—2 м от дна скважины и подают по этой трубе воду, выдачу рассола производят по межтрубному пространству. В перво-

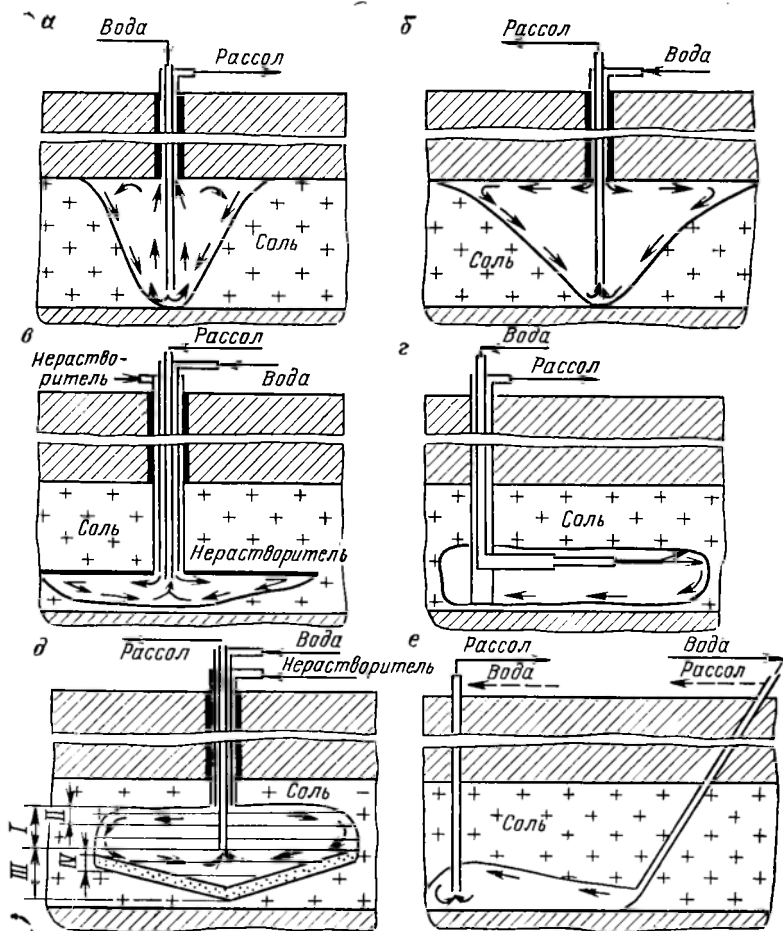


Рис. 66. Схемы растворения солей:

а — прямоточный метод; б — противоточный метод; в — гидровруб; г — формирование камеры телескопическим стволом; д — послойное растворение; е — сплошная разработка

начальный период вода насыщается за счет растворения стенок скважины, скорость растворения которых достигает 15 см/сут.

В процессе растворения образуется камера грушевидной формы. По мере увеличения размера камеры контакт воды, поднимающейся вверх, со стенками камеры ухудшается и образуется поток рассола, движущегося сверху вниз по стенкам камеры. Этот рассол разбавляется водой и поступает в межтрубное пространство. По мере растворения камера приобретает вид конуса, обращенного вершиной вниз.

К недостаткам прямоточного метода растворения относят: стихийное формообразование камеры; ненасыщенные рассолы; низкий коэффициент извлечения запасов (2,5%); малый срок службы скважин (3—5 лет); малый дебит рассола (до 15—20 м³/ч); невозможность применения при высоких (свыше 10%) содержаниях нерастворимого остатка.

Достоинствами метода являются сравнительно быстрая подготовка (до 1 мес), простая конструкция скважины. Этот способ нашел ограниченное применение (Прешевский рассолопромысел в ЧССР и рассолопромысел «Величка» в ПНР).

При противоточном растворении (рис. 66, б) конструкция скважин отличается тем, что воду подают по межтрубному пространству, а рассол вытесняется через центральную трубу. Подача воды в верхнюю часть камеры приводит к интенсивному растворению (до 3 см/сут) у подстилающих пород и образованию щели. Противоточному способу растворения присущи недостатки прямоточного. Кроме того, нерастворимые частицы собираются у центральной рассоловыдачной трубы и могут закупорить ее. Противоточный способ растворения позволяет извлекать до 10% полезного ископаемого при большем сроке службы скважины (до 10 лет). Способ нашел применение на Усольско-Сибирском рассолопромысле в СССР, а также в ГДР и США.

К управляемым способам растворения относят гидровруб (рис. 66, в) и послойное растворение.

Гидровруб предложен Тремпом (США) в 1936 г. Под гидроврубом понимают горную выработку, образуемую в нижней части пласта при помощи одновременной подачи нерастворителя и воды. Тремп в качестве нерастворителя подавал воздух, который концентрировался у потолочины и исключал возможность ее растворения. В подготовительный период (400—450 сут) идет формирование гидровруба. Вода поступает по межтрубному пространству, образованному рассолоподъемной трубой подачи, причем башмак водоподающей трубы поднимается от почвы пласта на 1,5—2 м, а забор рассола ведется на высоте 0,3—0,5 м от почвы пласта. С помощью гидровруба образуют камеру диаметром около 100 м и высотой 1—1,5 м. Эксплуатация подготовительной камеры ведется при выпущенном нерастворителе.

Растворение идет очень интенсивно, так как свежая вода контактирует с большой поверхностью потолочины гидровруба. Гидровруб позволяет извлекать до 15% соли. Ускорения подготовительного периода достигают применением гидроразрыва пласта.

П. А. Кулле (ВНИИГ) предложил подавать в качестве нерастворителя нефть, керосин, соляровое масло, что существенно улучшило формообразование камеры гидровруба. Формирование гидровруба можно также проводить с помощью выдвигаемых гидромониторов, размещаемых на телескопическом стволе, (рис. 66, г).

При послойном растворении (рис. 66, д), предложенном П. С. Бобко (ВНИИГ), периодически поднимают башмак водопадающих труб на высоту ступени растворения. В камере систематически находится нерастворитель, ограничивающий растворение потолочины и обеспечивающий растворение заданного количества соли, т. е. достигается управляемое формирование камеры. В камере выделяют зоны: I — активная зона, располагается по высоте между башмаками водопадающей и рассолозаборной колонн; II — зона формирования рассолов, часть активной зоны; III — зона консервации рассола; IV — зона закладки камеры шламами.

Послойное растворение обеспечивает извлечение соли до 20%, производительность 70 м³/ч насыщенного рассола и длительное время эксплуатации. Регулирование положения башмака рассолоподъемной колонны позволяет исключить попадание шламов в рассол, что дает возможность разрабатывать соли с большим содержанием нерастворимого остатка.

Увеличения извлечения из недр ценного компонента достигают при сплошной разработке (рис. 66, е) с помощью двух скважин с послойным регулированием растворения. Обустройство скважин упрощается, так как закачка воды идет через одну из скважин, а вторая служит для подъема рассола. Управлять процессом образования камеры возможно методом послойного растворения.

В технологии растворения соли выделяют два периода: подготовительный и эксплуатационный. В подготовительный период создают камеру заданного размера, обеспечивающую получение кондиционного рассола. В этот же период формируют зумпф для сбора шламов. Рассолы, получаемые в подготовительный период, донасыщают в эксплуатационных скважинах или сбрасывают в накопительные прудки. В подготовительный период возможна закупорка рассоловыдачной трубы. Устранения этого явления достигают реверсом водо- и рассолопотоков. Контроль образования камер ведут с использованием подбашмачного, электроконтактного способов и контрольной трубки. Цель и смысл контроля сводится к определению положения границы раздела нерастворителя и рассола.

При подбашмачном контроле прекращают выдачу рассола, закачивают избыточный объем нерастворителя и по тракту выдачи рассола избыток нерастворителя поднимают на поверхность. Это требует длительных остановок (около 8 ч).

Метод контрольной трубки позволяет определить положение границы раздела с помощью подвижной трубки, опускаемой в скважину. Электроконтрольный метод использует различия в проводимости рассола и нерастворителя.

Преимущества геотехнологического метода растворения солей обеспечили широкое применение и высокие технико-экономические показатели.

Стоимость рассолов на рассолопромысле в три раза ниже стоимости рассолов, получаемых при шахтном способе добычи (табл. 34).

Подземное растворение сильвинитов в промышленном масштабе осуществлено в Канаде (Саскачеванское месторождение) на предприятии фирмы «Калиум кемиклз».

Процесс растворения реализован благодаря благоприятным условиям: глубокому залеганию (1600 м), высокой температуре пласта (45°C), высокому содержанию хлористого калия (среднее 30%), мощному пласту (30 м).

Добыча и переработка полезных ископаемых подземным выщелачиванием. Подземное выщелачивание предусматривает избирательное растворение ценного компонента непосредственно по месту залегания полезного ископаемого с помощью химических растворителей и выделения ценного компонента из раствора. Известно о применении подземного выщелачивания цветных металлов еще в XVI веке в Испании. Промышленно освоен метод выщелачивания для добычи меди в 1924 г. на руднике «Кананея» в Мексике. Интенсивное развитие методов получило в последние 30 лет в связи с уменьшением запасов, доступных для эффективной добычи полезных ископаемых традиционными способами.

В качестве перспективных объектов для подземного выщелачивания считают окисленные сульфидные руды; месторождения сильнообводненных полезных ископаемых и неустойчивых осадочных пород; забалансовые участки отработанных месторождений; отвалы и отработанные месторождения; бедные, слабокозалегающие месторождения.

Извлечение ценного компонента из названных источников сырья традиционными методами невозможно или невыгодно. Окисленность сульфидов является благоприятным фактором для выщелачивания из-за их легкой растворимости. Обводненность и неустойчивость, являющиеся следствиями сильной пористости рудного тела, также благоприятствуют применению подземного выщелачивания.

Шахтные воды горнодобывающих предприятий могут служить в качестве продуктивных растворов процесса естественного выщелачивания.

Т а б л и ц а 34. Некоторые показатели работы рассолопромыслов (по В. Ж. Аренсу)

Показатель	Рассолопромысел						
	Новомосковский	Усолский хим. комбинат	Усолский со- левакуумный	Райгород- ский	Ново-Кар- фагенский	Яр-Биш- дакский	Волгоград- ский
Запасы отработываемого контура, млн. т	97	537,7	805	161,4	57,5	1688	306,3
Содержание NaCl, %	95	94,5	96,5	96,3	91,7	95,7	94,5
Мощность пласта, м	40	220	285	150	20	450	400
Глубина скважин, м	950	1400	1400	600	200	1200	1700
Коэффициент извлечения, %	15	15	10	16	40	17	10
Производительность, тыс. м³/год	360	490	790	2200	2700	10 000	545
Содержание NaCl в рассоле, г/л	310	310	310	310	310	310	300
Тип нерастворителя	Газойль	Нефть+керосин	Нефть+керосин	Нефть	Воздух	Соляровое масло	Нефть
Расход нерастворителя, г/м³	460	1000	975	400	—	180	150
Себестоимость 1 м³, руб.	0,61	0,57	—	0,16	0,24	0,12	2,6*

* На стадии освоения.

Подземное выщелачивание включает следующие операции:
вскрытие участка рудного тела;
подготовка участка к выщелачиванию;
выщелачивание ценного компонента;
сбор продуктивных растворов;
извлечение ценного компонента из раствора и его преобразование в форму, пригодную для использования;
регенерация растворителя.

В зависимости от проницаемости руд применяют систему подачи растворителя под давлением или без давления (перколяция).

При выщелачивании водопроницаемых руд предусматривают подачу растворителя под давлением в одну из выработок, фильтрацию через массив руды между взаимодействующими выработками и откачку продуктивного раствора из дренажной выработки.

Перколяция применяется при выщелачивании разрыхленных руд. При этом растворитель подают на разрыхленный массив руды, и под действием силы тяжести он перетекает с куска на кусок, выщелачивая ценный компонент. Расход растворителя при этом не ограничивается проницаемостью массива.

Выбор системы подачи растворителя определяется свойствами вмещающих пород:

минеральный состав залежи и вмещающих пород должен обеспечивать избирательное извлечение ценного компонента; проницаемость залежи должна превышать проницаемость вмещающих пород;

взаимодействие растворителя с вмещающими породами не должно приводить к прекращению фильтрации.

Проницаемость залежи определяется ее пористостью. Связь проницаемости с пористостью не всегда однозначна из-за закрытых пор каверн. Поэтому для оценки проницаемости используют показатель эффективной пористости, или скважность, который составляет для гравия и крупнозернистого песка 25—35% и близок к нулю для глин. Скважность находит отражение в коэффициенте фильтрации, который изменяется от 0,001 до 200 м/сут соответственно для глины и гравия.

Для подачи растворителя к участку залежи, отбора продуктивного раствора применяют различные системы вскрытия месторождения или отдельного участка:

вскрытие скважинами с поверхности вкрест простирания (рис. 67, а);

вскрытие скважинами из горных выработок по простиранию (рис. 67, б);

вскрытие оросительными и дренажными канавами с дневной поверхности (рис. 67, в);

вскрытие нагнетательными скважинами с поверхности и дренажными горными выработками (рис. 67, г);

вскрытие горными выработками для подачи растворителя и сбора продуктивных растворов (рис. 67, *д*);

подачу растворителя с поверхности и сбора продуктивных растворов с помощью горной выработки (рис. 67, *е*).

Схемы рис. 67 *в, д, е* предусматривают выщелачивание без давления при регулировании процесса путем изменения расхода растворителя и откачиваемого продуктивного раствора.

При вскрытии залежи скважинами с поверхности (см. рис. 67, *а*), которое можно применять практически для любых месторождений и при любой глубине залегания полезного ископаемого, нагнетательные и разгрузочные скважины располагают по геометрическим сеткам: рядной, квадратной, треуголь-

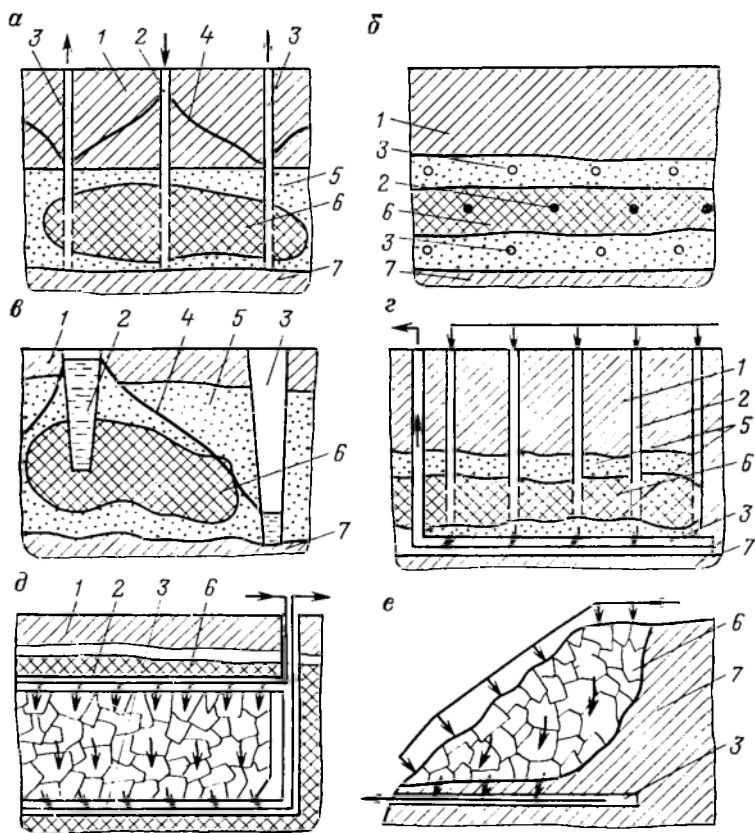


Рис. 67. Схемы вскрытия месторождений:

а — нагнетательными и дренажными скважинами, проведенными вкрест простирания; *б* — нагнетательными и дренажными скважинами, проведенными по простиранию с горных выработок; *в* — оросительными и дренажными канавами с поверхности; *г* — нагнетательными скважинами и дренажной выработкой; *д* — орошением взорванного блока и дренажной выработкой; *е* — орошением взорванного месторождения и дренажными выработками; 1 — надстилаящая порода; 2 — выработка с оборудованием подачи растворителя; 3 — выработка с оборудованием сбора продуктивного раствора; 4 — депрессионная кривая; 5 — водоносный горизонт; 6 — залежь; 7 — подстилающие породы

ной, сотовой, кольцевой с центральной разгрузочной, кольцевой с центральной нагнетательной.

В зависимости от условий орошения и режима движения растворителя в залежи выделяют схемы непрерывного, дискретного (периодического) и комбинированного выщелачивания.

Схема непрерывного выщелачивания применяется при подаче растворителя под давлением и при перколяции, а также в окислительной геохимической обстановке.

Схема дискретного выщелачивания применяется при подаче растворителя под давлением при перколяции при восстановительной обстановке для растворения труднорастворимых соединений.

Комбинированная схема применяется для выщелачивания в переходной геохимической обстановке смешанных руд, содержащих компоненты различной растворимости.

Ускорения процесса растворения достигают введением в растворитель воздуха и других газов, повышением температуры пласта за счет электронагрева, искусственными пожарами, применением бактерий, а также периодическим реверсированием, т. е. чередованием функций нагнетательных и разгрузочных скважин. Ускорение растворения при реверсировании объясняется тем, что к более богатой части залежи подводят свежий растворитель.

Для доведения раствора до требуемой концентрации ценного компонента некондиционные растворы снова направляют на выщелачивание.

При использовании любой из схем выщелачивания стремятся уменьшить потери растворителя. С этой целью залежь стремятся изолировать на выбранном участке. Изоляция достигается путем образования цементационных воздушной или гидродинамической завес. Утечку растворителя предотвращают, создавая компенсационную гидродинамическую схему взаимодействия нагнетательных и дренажных скважин, при которой подаваемый растворитель почти полностью выводится через дренажные скважины.

Первоначальное заполнение пласта растворителем может производиться следующими способами:

- вытеснением пластовых вод растворителем нормальной концентрации при работе разгрузочных скважин;

- вытеснением пластовых вод воздухом или другим технологическим газом с последующей заменой газа на растворитель нормальной концентрации;

- введением через нагнетательные и разгрузочные скважины концентрированных кислот или щелочей для постепенного превращения пластовой воды в раствор заданной концентрации.

В качестве растворителей при подземном выщелачивании применяют: подземные и поверхностные воды; природные воды с добавлением газовых ускорителей (O_2 , воздуха, CO_2 , Cl_2);

кислые растворители; кислые растворители с добавкой окислителей; карбонатные растворы (NaCO_3 , $\text{Mg}(\text{HCO}_3)_2$, $\text{Ca}(\text{OH})_2 + \text{CO}_2$); растворы каменной соли.

Наиболее широко подземное выщелачивание применяется для извлечения меди и урана.

В СССР первая опытно-промышленная установка подземного бактериально-химического выщелачивания была пущена в 1964 г. на Дегтярском руднике.

Среднемесячное содержание меди в водах, полученных от подземного выщелачивания, составляло от 3 до 10,9 г/л. Более высокая концентрация меди наблюдалась в летний период, т. е. при более высокой температуре выщелачивающего раствора, что обеспечивало повышение жизнедеятельности бактерий, которые вводились в раствор.

Значительное распространение метод выщелачивания меди получил в странах с теплым климатом. Так, выщелачивание из отвалов забалансовых руд производится в США (рудники «Иеринг», «Бингамский Каньон», «Багдад», «Бисби», «Эсперанца», «Рей», «Сильвер-Белл»), Мексике (Кананеа), Испании («Рио-Тинто»), Португалии («Сан-Доминго»), Австралии («Рам-Джангл»).

В качестве растворителей используют рудничные воды, воду из водоемов, растворы после извлечения меди, растворы H_2SO_4 , $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ и FeSO_4 . Во всех растворах обнаружено присутствие тионовых бактерий. Медь выделяют из продуктивных растворов путем цементации и электролиза. Цементационная медь подвергается плавке или непосредственно рафинируется.

Стоимость меди, получаемой путем подземного выщелачивания, в 3—4 раза меньше стоимости меди при подземном способе добычи руды и последующей переработке на обогатительных фабриках.

Источниками промышленного получения урана являются минералы уранинит, настуран, урановые черны. Обычно подземное выщелачивание урана — химическое или бактериально-химическое — применяется для руд с невысоким содержанием карбонатов. Характеристика структуры вмещающих пород имеет большое значение для определения пригодности этого метода. Кроме того, рудная залежь должна иметь горизонтальную форму и располагаться на сравнительно непроницаемых породах, ниже уровня грунтовых вод.

Подземное выщелачивание урана в зависимости от типа руды осуществляется с дроблением массива или без дробления.

Подземное выщелачивание скальной руды одного из месторождений включает операции разрушения и магазинирования руды в блоках с выпуском 10—15% руды, выщелачивания руды 3%-ным раствором серной кислоты, сбор и транспортирование продуктивных растворов, извлечение урана из раствора, возврат растворов в оборот. В каждом блоке магазинируют

около 100 тыс. т руды крупностью менее 20 мм. Высокое извлечение при небольшой длительности процесса получают из руды крупностью менее 50 мм.

Известно о подземном выщелачивании урановых руд пластового типа. Выщелачивание залежи, состоящей из песчано-глинистого материала, производится по схеме рис. 67, а.

Подземное выщелачивание урана производится во Франции, Канаде, Японии.

Добыча и переработка каустобиолитов. Каустобиолиты — горючие ископаемые в твердом (угли, горючие сланцы) или жидком (нефти) состоянии, образуются из органических остатков как продукты их разложения. Из названных каустобиолитов только нефть традиционно добывают геотехнологическим способом через скважины с поверхности. Добыча угля, сланцев, озокерита ведется открытым и подземным способами. Коренное усовершенствование процессов добычи и переработки каустобиолитов возможно с использованием процессов геотехнологии.

Подземная газификация угля. При подземной газификации идет процесс термохимического превращения угля в горючие газы, пригодные для энергетических или технологических целей. В СССР работы по подземной газификации угля ведутся с 20-х годов.

Перспективность работ по газификации углей обусловлена тем, что, кроме горючего газа, на поверхность выдаются и такие вещества, как фенолы, бензолы, пиридины, жирные кислоты, сера и др. При подземной газификации получают в 1,5—3 раза больше аммиака, в 1,5—10 раз больше пиридиновых оснований, чем при коксовании тех же углей в коксовых батареях.

Процесс газификации угля ведется в подземных газогенераторах различных конструкций (рис. 68, а, б). Для горения угля подают воздух или его смесь, обогащенную кислородом.

При воздушном дутье в подземные газогенераторы подают 79% балласта в виде азота, который приходится нагревать и затем выводить и отправлять потребителям.

Обогащение кислородом приводит к резкому повышению технико-экономических показателей процесса.

При любой схеме подземного газогенератора и любом дутье необходимо организовать канал газификации, т. е. осуществить сбойку двух скважин. Образование канала газификации может осуществляться следующими способами: фильтрационной сбойкой; направленным бурением; гидроразрывом пласта; электросбойкой.

Фильтрационная сбойка — процесс прожига в угольном пласте канала очагом горения, перемещающимся навстречу дутьевому потоку (противоточный способ) или по его направлению (прямоточный способ).

Фильтрационная сбойка осуществляется в одном, двух, трех или четырех направлениях. Соответственно бурят 2—5 скважин, которые обсаживаются, а затрубное пространство тампонируется. Для отжата влаги дутье подают в две, три или во все скважины. После отжата влаги в розжиговую скважину прекращают подачу дутья, соединяют ее с атмосферой и зажигают пласт. Развития очага горения достигают чередованием нагнетания дутья в розжиговую скважину и сбросом газов в атмосферу. После достижения устойчивого горения

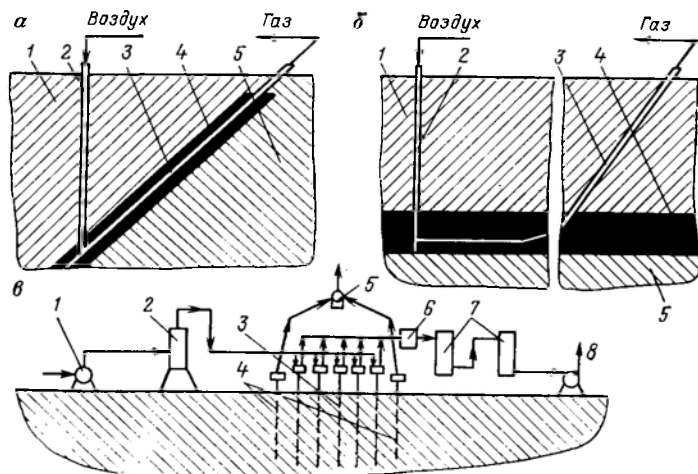


Рис. 68. Схемы газогенераторов:

а — с изолированными каналами для наклонных пластов; *б* — с изолированными каналами для горизонтальных пластов; 1 — надстилаящая порода; 2 — воздухоподающая скважина; 3 — розжиговая скважина; 4 — пласт угля; 5 — подстилаящая порода; *в* — схема опытной установки подземной газификации эстонских сланцев

угля из розжиговой скважины отводится газ. Горение достигается за счет кислорода дутья, нагнетаемого в соседние скважины и фильтрующегося в направлении к очагу горения. При завершении сбойки резко падает давление, улучшается качество газа, и канал газификации считают готовым. При наличии рядом выгазованного пространства сбойку ведут прямо на него.

Сбойку за счет направленного бурения чаще всего ведут при крутопадающих пластах (см. рис. 68, *а*). Иногда этот метод используют и для горизонтально залегающих пластов (см. рис. 68, *б*).

Гидроразрыв пласта осуществляют путем подачи воды (дутья) в скважину под большим давлением. При возрастании давления происходит увеличение пористости пласта за счет его разрушения. Увеличения направленности при этом способе достигают за счет откачки воды из скважины, на которую производят гидроразрыв.

Электросбойка — процесс создания канала в угольном пласте за счет теплового воздействия электрического тока на пласт. При этом методе электроды опускают в скважину до места контакта с углем и подают напряжение на электроды в сбиваемых скважинах. Первоначально происходит выделение паров и продуктов сухой перегонки угля с образованием кокса. В результате уголь становится хорошим проводником, что и обеспечивает тепловой пробой пласта. Этот способ сбойки получил применение на Шатской и Ангренской станциях подземной газификации.

Выгазование наклонных и крутых угольных пластов производится по простиранию либо по восстанию.

При выгазовании пласта по простиранию возможны схемы: от центра к границам поля; от границ к центру; от границы к границе.

При выгазовании пластов по восстанию пласт может делиться на этажи, при этом качество газа улучшается. Отработка свиты пластов снизу вверх считается более приемлемой, чем отработка сверху вниз.

При подземной газификации возможно производить газ для энергетических и технологических нужд. Обычно схема цепи аппаратов станции подземной газификации включает оборудование, распределяемое по цехам: компрессорный, газогенераторный, очистки и охлаждения газа, транспортирования газа. Компрессорный цех комплектуется компрессорами высокого и низкого давления. Компрессоры высокого давления (0,5—6 МПа) служат для фильтрационной сбойки скважин. Воздух с низким давлением (0,15—0,2 МПа) получают с помощью турбовоздуходувки и используют для газификации.

Получаемый газ очищают от пыли в циклонах. Охлаждение газа начинают в газоотводящих скважинах путем подачи воды распылением. В цехе очистки и охлаждения охлаждение производят водой в скрубберах, затем очищают газ в электрофильтрах, после чего направляют в скрубберы сероочистки, где извлекают сероводород. Вода со скрубберов охлаждается в градирне, а твердая фаза из нее выделяется в сгустителях. Станции подземной газификации имеют небольшие производственные мощности.

Подземная газификация горючих сланцев. Горючие сланцы — глинистые или известково-глинистые горные породы бурого цвета, обогащенные горючим органическим веществом (до 60—70%), дающие при сухой перегонке значительное количество смолы. Эксплуатация месторождений сланцев производится в Прибалтийском и Волжском бассейнах. Горючие сланцы используют как энергетическое и технологическое сырье. Горючие сланцы при нагревании выделяют больше, чем какое-либо другое топливо, высокосортных жидких и газообразных продуктов, при этом смола и газ являются не только топливом, но сырьем для получения этилового спир-

та, аммиака, хлороформа, мазута, бензина, керосина, фенолов.

Сланцы содержат минеральную часть (акаустобиолиты) и органическую (каустибиолиты). Акаустобиолиты в сланце представлены известняками, глинами, песчаниками. В виде примесей встречаются пирит, гипс.

При газификации горючих сланцев происходит процесс полного превращения горючей части в горючие газы с помощью воздуха, водяного пара, кислорода или их смеси при высокой температуре. Технология газификации горючих сланцев аналогична процессу газификации углей.

На рис. 68, в представлена схема опытной установки подземной газификации эстонских сланцев. Дутьевой компрессор 1 через ресивер 2 подает воздух в подземный газогенератор 3. Вентиляционные скважины 4 соединены с дымососом 5. Газ, откачиваемый из газогенератора вакуум-насосом 8, очищается в фильтре 6 и охлаждается в холодильнике 7. Очищенный газ направляют потребителю.

Горючие сланцы при нагревании без доступа воздуха до температуры 200—300 °С выделяют CO₂ и пар вследствие разложения органической части и испарения воды. При температуре более 350 °С в газе начинают преобладать горючие составные части — непредельные углеводороды и метан. Также происходит выделение паров смолы, достигающее максимума при 425—475 °С. До температуры 1000—1100 °С идет выделение метана и водорода. Этот процесс получил название сухой перегонки. Нагрев сланцев в месте залежи возможно осуществлять электротермическим способом (предложен шведским инженером Лунгстремом) или подогретым и сжатым природным газом при фильтрации его по массиву пласта.

Геотехнологическая добыча и переработка озокерита. Озокерит представляет собой сложную смесь углеводородов различного строения. Температура плавления озокерита 60—85 °С, плотность от 0,85 до 0,93 т/м³.

Озокерит является сырьем для получения церезина и применяется в медицине для физиотерапии. Церезин является основным компонентом высококачественных смазок.

Традиционно озокерит добывают открытым (месторождение Шор-Су) и подземным (Бориславское месторождение) способом.

Переработка озокеритовых руд ведется путем выварки горячей водой и экстрагированием растворителями (например, бензином). При выварке достигают извлечения 40—45%.

Геотехнологические добыча и переработка озокерита могут быть осуществлены путем расплавления его в недрах горячей водой или подземной экстракцией с помощью растворителей.

Подземная выплавка серы. Сера используется при производстве минеральных удобрений, искусственных волокон, резинотехнических изделий и многих других продуктов. Годовое производство серы во всем мире составляет свыше 40 млн. т.

Более половины приходится на природную серу. Годовой рост добычи и потребления составляет 4—6%.

Более половины потребляемой природной серы производится подземной выплавкой.

В основу метода положено различие в температуре плавления серы и вмещающих пород. Сера плавится при температуре 119°C и имеет при этом плотность 1,8 т/м³. Плавление серы осуществляют за счет разогрева залежи теплоносителем, в качестве которого выступает вода. Подача теплоносителя и вы-

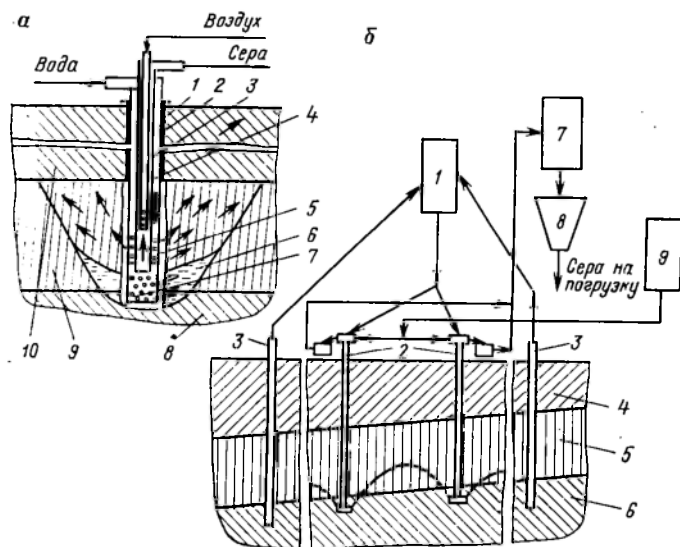


Рис. 69. Подземная выплавка серы:

а — схема однотрубной добычной скважины; б — схема опытно-промышленной установки

дача серы осуществляются с помощью серодобычной скважины (рис. 69, а). Скважина обсаживается обсадной трубой 1 до серного пласта. Затрубное пространство тщательно цементируют и в скважину опускают став из 3 труб: соответственно для подачи воды 2, серы 3 и воздуха 4. Подача горячей воды производится по межтрубному пространству труб 2 и 3. Вода через перфорацию в трубе 2 поступает в пласт 9, расплавляет серу, которая стекает в нижнюю часть пласта 6 и через перфорацию 7 поступает в нижнюю часть трубы 2, отгороженную пакером 5. Под действием пластового давления расплавленная сера поднимается в серовыдачной скважине и при подаче воздуха в трубу 4 эрлифтом подается на поверхность.

Необходимым условием для процесса является низкая водопроницаемость надстилающих 10 и подстилающих 8 пород.

Эффективность процесса подземной выплавки серы обеспечивается мощностью залежи, значительным содержанием серы

(15—20%), крупностью включений и проницаемостью залежи.

В зависимости от извлечения ϵ (%) серы при подземной выплавке руды классифицируют следующим образом:

Хорошо выплавляющиеся		>70
Средневыплавляющиеся		40—70
Плохо выплавляющиеся		<40

Скважины при низкой фильтруемости пласта воду практически не принимают. Исследование методов повышения фильтруемости (гидроразрыв, торпедирование, гидроподруб пласта, солянокислотная обработка) показало, что кислотная обработка призабойной зоны дает наилучшие результаты за счет растворения известнякового скелета залежи.

Качество серы, получаемой методом подземной выплавки, высокое, отделение воздуха и воды достигается установкой у скважины сепаратора.

Полная очистка серы от твердых примесей требует организации отстоя и фильтрации.

При подземной выплавке извлекается 40—70% серы, однако неизвлеченную часть серы нельзя рассматривать как потери. Сера остается неизвлеченной в камерах выплавки, в целиках, в лужиках у скважин. При совершенствовании технологии она может быть извлечена.

Увеличение технологического извлечения можно достичь, применяя поверхностно-активные вещества. Так, добавка 1—2% триполифосфата натрия дает повышение извлечения в среднем на 16%.

Повышение извлечения серы достигается при сплошной системе выплавки серы при помощи ряда скважин. На рис. 69, б показана схема опытно-промышленной установки подземной выплавки серы. Нагретая вода из котельной 1 поступает в серодобычные скважины 2 и через них в серосодержащий пласт 5. Отработанная вода собирается дренажными скважинами 3 и направляется на повторное использование. Потери теплоносителя определяются низкой фильтруемостью покровных 4 и подстилающих 6 пород. Из компрессорной 9 воздух поступает в скважины, а сера выдается из скважин и поступает в цех очистки и грануляции 7, после чего направляется на склад 8.

Добыча серы методом подземной выплавки на опытно-промышленных участках Яворского горно-химического и Гаурдакского серного комбинатов показала, что при увеличении глубины добычи в 2—4 раза удельные капитальные затраты снижаются в сравнении с открытым способом в среднем в 2 раза. Окупаемость затрат снижается с 8—6 до 1,5—2,5 лет. Производительность труда резко возрастает. Так, например, на Гаурдакском комбинате на опытно-промышленной установке выработка серы составила 638 т/год на одного трудящегося (с использованием открытых горных работ 107 т/год) при существенном снижении приведенной себестоимости серы. Эти данные указывают

на целесообразность добычи серы этим способом даже в сложных условиях.

Скважинная гидродобыча полезных ископаемых. При скважинной гидродобыче используют переход руды в подвижное пульпообразное состояние.

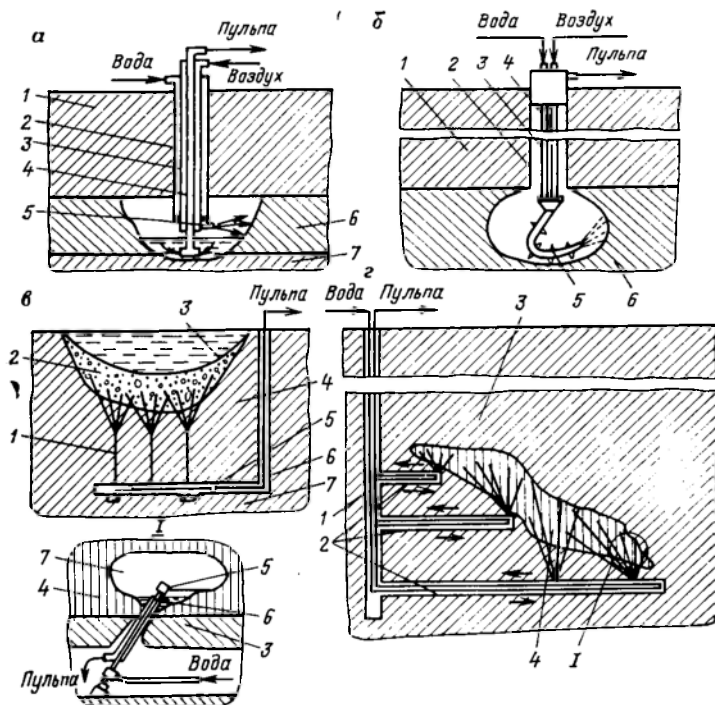


Рис. 70. Процесс скважинной гидродобычи полезных ископаемых:

а — устройство скважины для гидродобычи: 1 — надстилающая порода; 2—4 — трубы соответственно для подачи воды, воздуха и подъема пульпы; 5 — гидромонитор; 6 — залежь; 7 — подстилающая порода; 6 — добыча гидромонитором с гибким наконечником и шипами; 1 — надстилающая порода; 2—4 — трубы соответственно для подъема пульпы, подачи воды и воздуха; 5 — гидромонитор с шипами; 6 — залежь; *в* — добыча золотосодержащего песка через скважины: 1 — веерообразная скважина; 2 — россыпь; 3 — русло реки; 4 — подстилающая порода; 5 — насос; 6 — шахта; 7 — горизонтальная горная выработка; *г* — комбинированный способ разработки месторождения: 1 — ствол; 2 — горизонтальная выработка; 3 — боковые породы; 4 — месторождение; 5 — гидромонитор; 6 — межтрубное пространство; 7 — камера

Способ скважинной гидродобычи предложен в 1936 г. М. П. Тупициным и включает разрушение руды гидромонитором и откачку пульпы насосом.

Конструкция скважины для гидродобычи показана на рис. 70, *а*. Скважину проходят через надстилающие породы 1, разрабатываемую залежь 6 и заканчивают в подстилающих породах 7, т. е. в подстилающих породах формируют воронку для сбора разрушенной руды. В скважину опускают став из трех концентрично расположенных труб: для подачи воды 2 и уста-

новки на ней гидромонитора 5; для подачи воздуха 3; для подъема на поверхность пульпы 4.

Повысить эффективность гидродобычи можно в результате совершенствования средств разрушения массива или средств подъема разрушенной руды на поверхность.

На рис. 70,б показан усовершенствованный гидромонитор 5, выполненный в виде гибкого шланга с закрепленными шипами.

Оригинальный способ добычи золотоносных песков из валунной россыпи в русле реки предложен канадскими инженерами (рис. 70,в). Под русло реки 3 проводят горизонтальные горные выработки 7 из шахты 6. Из горизонтальных выработок бурят веерообразные скважины 1 и подсекают россыпь 2.

Размыв и выдачу песков осуществляют через скважины в горизонтальную выработку, откуда насосами 5 пульпа выдается на поверхность.

Разработка месторождения по комбинированной технологии представлена на рис. 70,г. Месторождение 4 вскрыто стволом 1 и горизонтальными выработками 2. Разрушение руды и выпуск пульпы осуществляют через веерообразные скважины, проведенные по залежи. Руду, разрушенную гидромонитором 5, выводят через межтрубное пространство 6. Камеры 7 в целях повышения извлечения могут сбиваться в одну общую камеру. В этом случае обеспечиваются благоприятные условия для работы гидромонитора 5, так как уровень пульпы в камере 7 поддается регулировке.

Метод скважинной гидродобычи применяется в США при разработке песчаников, известняков и трещиноватых сланцев, бокситовых руд, нефтеносных песчаников и урана при глубине разработки до 100 м. Бурение скважин и их расширение производится с помощью струй высокого давления. Разрушение руды ведется в два приема: при разрушении массива до крупности 100 мм; на входе в водоструйный насос до 25 мм. Подъем руды на поверхность осуществляют водоструйным насосом при содержании твердого до 60%.

В СССР начиная с 1964 г. ведутся работы по скважинной гидродобыче рыхлых, обводненных фосфоритов Кингисеппского месторождения. Фосфоритный пласт представлен средне- и мелкозернистым кварцевыми песками с включениями обломков фосфоритоносных раковин. Средняя мощность пласта составляет 3 м (от 0,8 до 5 м), при среднем содержании 6,1% P_2O_5 (от 3 до 14,5%). Мощность покрывающих пород до 25 м.

Проведенные испытания скважинной гидродобычи на опытной и опытно-промышленной установках показали работоспособность оборудования и возможность эффективной разработки фосфоритов при доведении производительности до 1 млн. т в год.

Перспективы геотехнологических методов добычи и переработки полезных ископаемых. Создание теоретических основ

геотехнологических методов добычи и переработки полезных ископаемых, опытная апробация многих разработанных методов, промышленное использование для производства соли, серы, меди, урана с высокими технико-экономическими показателями — все это привело к созданию хороших предпосылок для широкого использования названных методов в горном деле.

Расширение использования геотехнологии тесно связано с решением ряда научно-технических задач, основными из которых являются:

- повышение скорости процессов растворения минералов;
- повышение концентрации ценного компонента в продуктивных растворах;
- совершенствование методов и средств подготовки полезного ископаемого к выщелачиванию;
- совершенствование систем разработки в целях уменьшения оставляемых в недрах целиков;
- совершенствование технологии извлечения продуктивных растворов в целях снижения их потерь;
- освоение геотехнологических методов применительно к большим глубинам залегания полезных ископаемых;
- освоение геотехнологических методов применительно к подводным месторождениям полезных ископаемых.

Повышение скорости процессов растворения связывается в основном с использованием бактерий. Задача сводится к генетико-селекционной работе по совершенствованию свойств известных бактерий, поиску новых видов, расширению номенклатуры бактерий, повышению селективности воздействия на минералы.

Отдаленные перспективы методов геотехнологии связывают с развитием следующих направлений:

- созданием условий для ускоренного формирования месторождений полезных ископаемых;
- разработкой методов разделения ценных компонентов в целях их дальнейшей селективной выемки;
- созданием условий для использования магмы в металлургии будущего.

Геологическая наука объясняет процессы образования некоторых разновидностей месторождений в геологически обозримое время. Возможности целенаправленного формирования новых месторождений связывают с развитием геомикробиологии.

Разработка методом разделения ценных компонентов месторождения полезных ископаемых, например, по плотности возможна с применением мощных источников энергии для расплавления месторождений, расслоения расплава по плотности, его остывания и последующей селективной выемки компонентов.

Использованию магмы в металлургии будущего будут предшествовать работы по изучению распределения металлов

в магме по разным районам, составлению карт, разработке научных основ и освоению технологии осуществления искусственного вулканизма.

Глава 5

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 38. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Электрическая сепарация применяется для обработки сыпучих материалов крупностью до 5 мм, переработка которых другими методами малоэффективна (компоненты близки по плотности, магнитным или физико-химическим свойствам) или неприемлема с экономической или экологической точки зрения. Особенно перспективна электрическая сепарация в маловодных районах.

Первой машиной, положившей начало развитию процессов электрической сепарации, стала электростатическая машина для очистки зерен хлопка, изобретенная Гольтцом в 1870 г. Первый патент на способ электрической сепарации золота от кварца зарегистрирован в 1881 г. В 1901 г. Л. Блек и Д. Мошер изобрели электростатический сепаратор для разделения проводниковых и непроводниковых частиц. Этот сепаратор в 1905 г. был усовершенствован Гуффом и в 20-е годы нашел промышленное применение.

Г. Джонсон в 30-е годы усовершенствовал электрическую часть сепаратора Гуффа. Тогда же он установил явление обратимости минералов. Советские исследователи Н. Ф. Олофинский, М. В. Бачковский и П. М. Рывкин в 1936 г. изобрели новый способ электрической сепарации — коронный.

Изучение и практическое использование процесса электрической сепарации осуществлялось учеными многих стран. Советским ученым принадлежит приоритет в создании теории и практическом освоении таких методов, как коронный, трибоадгезионный, флюидизационно-электростатический, диэлектрический, а также в развитии электростатического метода.

Значительный вклад в становление и развитие электрической сепарации на разных этапах сделан советскими учеными: А. И. Ангеловым, Е. М. Балабановым, М. В. Бачковским, Б. Д. Бесовым, В. И. Беловым, А. И. Бутом, И. П. Верещагиным, З. В. Волковой, В. В. Григорьевым, В. Н. Глазановым, С. П. Жебровским, Н. А. Капцовым, А. И. Месеняшиным, В. А. Новиковой, Н. Ф. Олофинским, Л. Г. Подкосовым, В. И. Попковым, И. Н. Плаксиным, В. И. Ревнивцевым, А. И. Урванцевым и др.

§ 39. ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

При электрической сепарации используют различия в эффектах взаимодействия заряженных частиц разделяемых минералов с электрическим полем. Процесс сепарации определяют направление действия и величина электрических сил. Разделение подготовленного полезного ископаемого ведут по минеральному составу, крупности, плотности или форме частиц минералов. Эффективность электрической сепарации определяется свойствами компонентов полезного ископаемого, способом подго-

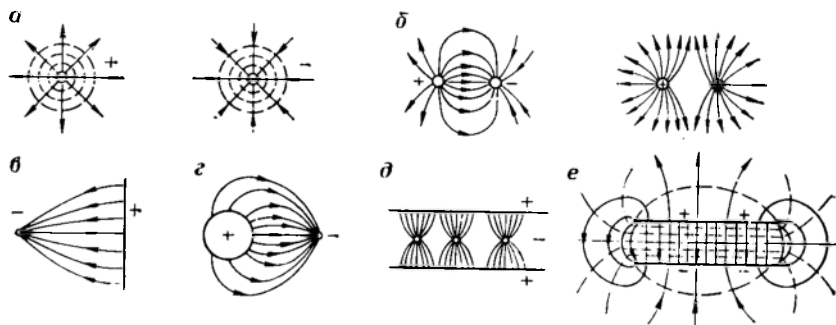


Рис. 71. Различные конфигурации электрических полей:

а — точечных положительного и отрицательного зарядов; *б* — сближенных точечных разноименных и одноименных; *в* — поле между проводом и плоскостью; *г* — поле между проводом и цилиндром; *д* — поле между проводами и параллельными пластинами; *е* — поле плоского конденсатора

товки его к обогащению и свойствами электрического сепаратора, в первую очередь характером используемых электрических полей.

Электрические поля в рабочем пространстве сепараторов. Основным признаком, по которому процесс обогащения относят к электрическим, является наличие электрического поля. Поле неподвижных зарядов называют электростатическим. Главной характеристикой электрического поля является напряженность. Напряженность электрического поля E определяется как сила F , действующая на единичный положительный пробный заряд q ,

$$E = F/q.$$

Электрическое поле изображается в виде силовых линий, направление которых совпадает с направлением действия силы на положительный заряд. Напряженность для точечного заряда в СИ определяется по выражению

$$E = q/(4\pi\epsilon\epsilon_0 r^2),$$

где q — заряд частицы, Кл; ϵ — относительная диэлектрическая проницаемость среды; ϵ_0 — диэлектрическая проницаемость ва-

вакуума, или диэлектрическая постоянная ($\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м; $\epsilon \epsilon_0 = \epsilon_a$ — абсолютная диэлектрическая проницаемость среды); r — расстояние от точечного заряда, м.

Различные конфигурации электрических полей показаны на рис. 71. Штриховые линии (рис. 71, *e*) соответствуют линиям равного потенциала (эквипотенциальные поверхности). Из представленных примеров электрических полей видно, что густота линий (рис. 71, *a—d*) изменяется, т.е.

$$E \neq \text{const};$$

$$dE/dx \neq 0 = \text{grad } E,$$

где dE/dx — производная напряженности в направлении максимального изменения.

Поля, для которых первая производная напряженности по расстоянию (градиент напряженности) не равна нулю, называют неоднородными электрическими полями.

Поля, для которых $E = \text{const}$; $\text{grad } E = 0$, называют однородными электрическими полями (см. рис. 71, *e*).

Напряженность однородного электрического поля конденсатора определяется из выражения

$$E = U/x,$$

где U — напряжение на обкладках конденсатора, В; x — расстояние между обкладками конденсатора, м.

Единица напряженности электрического поля — вольт на метр (В/м), а градиента напряженности — вольт на квадратный метр (В/м²).

В электрических сепараторах используются однородные и неоднородные электрические поля. Степень неоднородности электрического поля изменяют конфигурацией электродов и их геометрическими размерами. Поля электростатических сепараторов образуют путем подачи постоянного напряжения на электроды сепаратора. Среди сильно неоднородных полей особое место в электрической сепарации занимает поле коронного разряда.

Поле коронного разряда — сильно неоднородное поле — образуется с помощью пар электродов: провод — плоскость (см. рис. 71, *в*), провод — барабан (см. рис. 71, *г*), оси которых параллельны друг другу: провод, расположенный по оси трубы, иглы, расположенные у какой-либо поверхности, т.е. одним из необходимых условий получения коронного разряда является наличие электрода с большой кривизной поверхности. Коронный разряд не может существовать в вакууме. Для его существования необходим газ, в частности воздух.

При обычной температуре и давлении в воздухе из-за внешних воздействий ультрафиолетового излучения Солнца, космических лучей и других причин имеется некоторая концентрация ионов. Так, в 1 см³ каждую секунду образуется

несколько десятков пар ионов, которые взаимодействуют друг с другом и образуют нейтральные молекулы. Если, например, к обкладкам плоского конденсатора, разделенным воздушным промежутком, подвести постоянное напряжение, то ионы начнут перемещаться. Ток с увеличением напряжения вначале возрастает и, когда все самопроизвольно образующиеся ионы сформируются в постоянный ток, его рост прекращается. Дальнейшее повышение напряжения приводит к ионизации

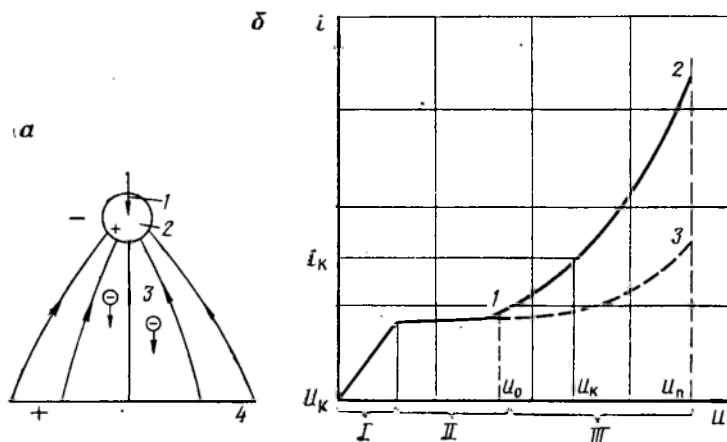


Рис. 72. Коронный разряд:

a — схема формирования коронного разряда: 1 — коронирующий электрод; 2 — область ионизации воздуха; 3 — область униполярного заряда; 4 — осадительный электрод; b — зависимость межэлектродного тока i от приложенного напряжения U ; 1—2 — для электродов с большей кривизной; 1—3 — для электродов с меньшей кривизной (I — зона вовлечения носителей электричества в направленное движение; II — зона насыщения; III — зона коронного разряда)

воздуха в воздушном промежутке. При некотором напряжении происходит резкое снижение сопротивления воздуха и воздушный промежуток перекрывается искровым разрядом. Напряжение U_n , при котором происходит этот процесс, называют пробойным или пробивным. При пробивных напряжениях воздух из диэлектрика превращается в хороший проводник и напряжение не повышается. Для условий плоского конденсатора пробойное напряжение составляет около 30 кВ/см.

Если напряжение подвести к игольчатому и плоскому электродам (рис. 72, a), отнесенным друг от друга на расстояние большее, чем два радиуса электрода, то искровому разряду предшествует коронный разряд. При равных условиях корона быстрее образуется у электрода с большей кривизной. Поэтому электрод большей кривизны называют коронирующим (КЭ). Обычно в электрических сепараторах коронный разряд получают только при воздействии напряжения (самостоятельный коронный разряд). В некоторых случаях, напри-

мер для снижения напряжения, используют несамостоятельный коронный разряд, при котором ионизация воздушного промежутка осуществляется с помощью постороннего ионизатора, например рентгеновских лучей, радиоактивных веществ.

Характер зависимости силы тока от приложенного напряжения для схемы рис. 72, *а* представлен на рис. 72, *б*.

При росте напряжения от нуля до некоторого значения на участке I ток в цепи растет за счет носителей, которые имеются в воздухе. Затем, когда все носители вовлекаются в направленное движение и при их ограниченном содержании, происходит стабилизация тока (участок II).

Повышение напряжения выше U_0 приводит к ионизации воздушного промежутка, что проявляется в увеличении межэлектродного тока. Напряженность, при которой начинается ионизация воздуха у коронирующего электрода, т. е. появляется коронный разряд, называют начальной напряженностью поля коронного разряда. Установлено, что начальная напряженность E_k (кВ/см) провод — плоскость (см. рис. 72, *а*) зависит от радиуса провода коронирующего электрода r_s и относительной плотности воздуха δ_v (при давлении 100 кПа и температуре 25 °C, $\delta_v = 1$) и определяется по эмпирической формуле Пика

$$E_k = 31\delta_v (1 + 0,308/\sqrt{\delta_v}).$$

Напряжение зажигания короны U_k определяют по выражению

$$U_k = E_k r_s \ln(2h/r_s),$$

где h — расстояние между проводом и плоскостью.

Ток коронного разряда i_k для указанного случая определяется по формуле

$$i_k = \frac{0,78kU(U - U_k)}{r^2 \ln(2h/r_s)},$$

где k — коэффициент пропорциональности.

Коронный разряд — это незавершенный пробой воздушного промежутка. Для коронного разряда (участок III) характерна ионизация воздуха только у коронирующего электрода под действием электрического поля в участках, имеющих наивысшую напряженность и градиенты напряженности.

При ионизации воздуха у коронирующего электрода ионы противоположного с ним знака движутся к коронирующему электроду и отдают свой заряд. Ионы одинакового знака с коронирующим электродом движутся к противоположному плоскому электроду и осаждаются на нем. Этот электрод называют осадительным электродом. Таким образом в основной части межэлектродного промежутка создается униполярный заряд (см. рис. 72, *а*). Знак униполярного

заряда определяется полярностью коронирующего электрода.

В области интенсивной ионизации у коронирующего электрода (в чехле короны) за счет генерации квантов света наблюдается голубоватое свечение и слышится шипение. При ионизации воздуха образуются озон (O_3) и окислы азота.

В межэлектродном промежутке ионы получают скорость

$$v = kE,$$

где k — подвижность ионов, равная средней скорости при напряженности $E = 1 \text{ В/см}$, $\text{см}^2/(\text{В} \cdot \text{с})$.

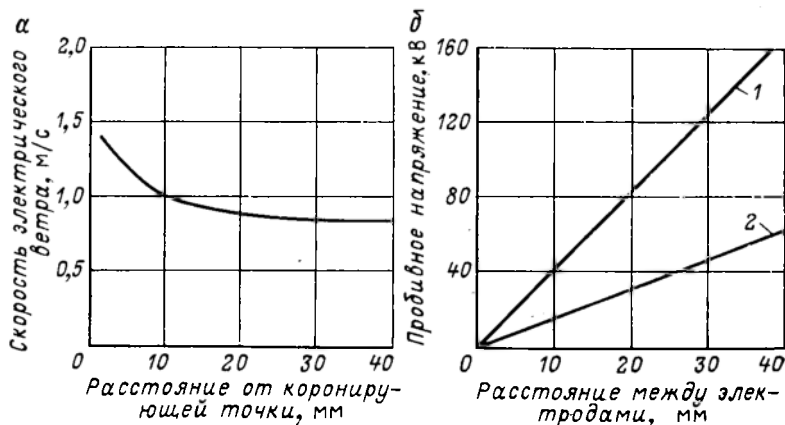


Рис. 73. Характеристики коронного разряда:

a — зависимость скорости электрического ветра от расстояния до коронирующего электрода; b — зависимость пробивного напряжения от расстояния между электродами для отрицательной (1) и положительной (2) короны

В момент возникновения иона подвижность его равна примерно $2,5 \text{ см}^2/(\text{В} \cdot \text{с})$.

Если скорость иона (электрона) e настолько велика, что при столкновении с молекулой газа он может передать ей энергию $mv^2/2 > eU_i$ (где U_i — потенциал ионизации молекулы), то в этом случае газ ионизируется. Столкновение иона с молекулами газа снижает подвижность иона. Так, уже через 10^7 столкновений (10^{-2} с) подвижность снижается до $k = 1,6 \text{ см}^2/(\text{В} \cdot \text{с})$ для положительных ионов и для отрицательных до $2,2 \text{ см}^2/(\text{В} \cdot \text{с})$. Особенно сильно снижают подвижность ионов пары воды.

Ионы, движущиеся в направлении осадительного электрода, за счет соударений разгоняют молекулы воздуха до определенной скорости и создают так называемый «электрический» ветер, изменение скорости которого видно из рис. 73, a .

В зависимости от полярности приложенного напряжения выделяют положительную и отрицательную короны. Следовательно, в межэлектродном промежутке могут

существовать как положительный, так и отрицательный униполярные заряды.

Положительная корона представляет собой бледно-голубое свечение газа вокруг электрода. Отрицательная корона проявляется в виде отдельных светящихся точек. Пробивное напряжение отрицательной короны (1) существенно выше пробивного напряжения положительной короны (2), и это делает применение отрицательной короны более предпочтительным (рис. 73, б).

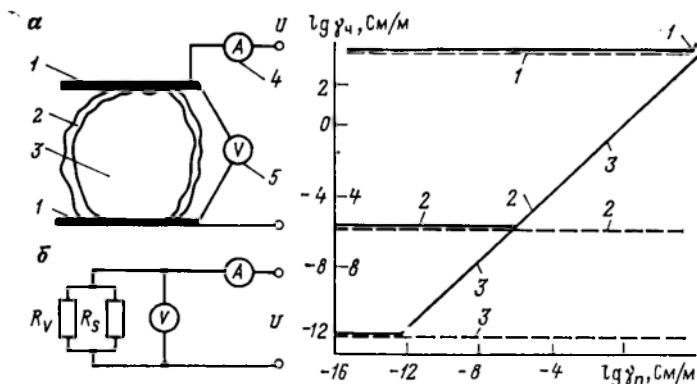


Рис. 74. Влияние поверхностных свойств частиц на их сопротивление:

а — схема измерения электрического сопротивления; б — схема замещения; в — зависимость удельной электрической проводимости частицы от удельной электрической проводимости поверхностного слоя частицы

Изменение свойств электродов в процессе работы из-за запыления их пылью может привести к появлению обратной короны (с осадительного на коронирующий электрод) и полному запылению короны, т. е. прекращению коронного разряда.

Свойства разделяемых минералов. В зависимости от электрической проводимости принято условное деление материалов на проводники, полупроводники и диэлектрики.

Электрическая проводимость (электропроводность) G (См) вещества определяется как величина, обратная электрическому сопротивлению R ,

$$G = 1/R.$$

При этом свойства частицы внутри объема и поверхностного слоя неоднозначны. Поверхность частиц может быть окислена, загрязнена, покрыта пленками других веществ и т. д. В связи с этим различают объемную R_v и поверхностную R_s составляющие электрического сопротивления частиц. Полная электрическая проводимость частиц, определяющая процесс сепарации, зависит от объемной и поверхностной сложным образом.

Из схемы измерения электрического сопротивления (рис. 74, а) видно, что ток в измерительной цепи определяется сопротивлением поверхностного слоя 2 и объема 3 частицы. Характер изменения общей электропроводности частиц можно получить, если представить поверхностное и объемное сопротивления в виде схемы замещения (рис. 74, б). В зоне контакта частицы с электродом сепаратора в ряде случаев происходит разрушение поверхностной пленки, т. е. электрод одновременно соединяется с пленкой 2 и объемом 3 частицы, что позволяет считать сопротивления R_V и R_S включенными параллельно друг другу. Из схемы замещения (см. рис. 74, б) для точки а, согласно правилу Кирхгофа, запишем

$$i = i_V + i_S,$$

где i_V , i_S — ток, определяемый сопротивлением соответственно ядра и поверхности частицы.

Запишем уравнение токов для точки а схемы замещения

$$U/R = (U/R_V) + (U/R_S) = U(1/R_V + 1/R_S);$$

или

$$1/R = (1/R_V) + (1/R_S).$$

Тогда

$$G = G_V + G_S,$$

т. е. электрическая проводимость частицы равна сумме проводимостей поверхности частицы и ее объема.

Удельная электрическая проводимость минерала γ (См/м) при постоянном сечении частицы (образца) определяется по формуле

$$\gamma = Gl/S = il/(US),$$

где i — ток, А; l — расстояние между электродами, м; U — напряжение, В; S — сечение частицы, м².

Удельная электрическая проводимость используется для классификации минерального сырья по проводимости. Так, к классу проводников относят минералы с удельной электрической проводимостью от 10^{-1} до 10^4 См/м, к полупроводникам от 10^{-1} до 10^{-8} См/м и к диэлектрикам менее 10^{-8} См/м.

Значения логарифма удельной электрической проводимости ($\lg \gamma$) некоторых наиболее распространенных минералов приведены в табл. 35.

В процессах электрической сепарации часто прибегают к поверхностной обработке сортируемого материала. С помощью такой обработки на поверхности материала происходит закрепление вещества, электропроводность которого можно регулировать общую проводимость частиц. Качественную картину изменений общей удельной электрической проводимости частиц можно видеть из зависимостей (рис. 74, в). Штриховы-

ми линиями показаны удельные электрические проводимости частиц проводника 1, полупроводника 2 и диэлектрика 3. Сплошными линиями показано изменение общей удельной электрической проводимости частиц проводника 1, полупроводника 2 и диэлектрика 3 в зависимости от свойств вещества, закрепленного на их поверхности.

Диэлектрическая проницаемость. Под диэлектрической проницаемостью понимают отношение сил взаимодей-

Таблица 35. Свойства некоторых минералов, используемые в процессах электрической сепарации

Минерал	Плотность, г/см ³	Диэлектри- ческая про- ницаемость	Проводники	Полупровод- ники	Непровод- ники									
			lg γ. См/м											
			4	2	0	-2	-4	-6	-8	-10	-12	-14	-16	-18
Галенит	7,4—7,6	81	_____											
Магнетит	2,09—2,23	33,7—81	_____											
Пирит	4,9—5,2	33,7—81	_____											
Сфалерит	3,5—4	5—6	_____											
Сидерит	3,9	5,2	_____											
Алмаз	3,2—3,5	5,7	_____											
Берилл	2,6—2,9	3,9—7,7	_____											
Кальцит	2,6—2,7	7,5—8,7	_____											
Сильвин	1,97—1,99	6	_____											
Галит	2,1—2,2	5,6—6,4	_____											
Кварц	2,5—2,8	4,5—6	_____											
Мусковит	2,8—3,1	6,2—8	_____											

ствия зарядов в вакууме и в данной среде

$$\epsilon = F_0/F,$$

где F_0 , F — сила взаимодействия электрических зарядов соответственно в вакууме и среде, Н.

Диэлектрическая проницаемость является величиной безразмерной. Диэлектрическая проницаемость минералов изменяется в широких пределах (см. табл. 35).

Влияние параметров внешней среды на электрические свойства минералов. К параметрам внешней среды, влияющим на электрические свойства минералов, относят влажность, температуру. Влажность среды приводит к поглощению воды гигроскопичными минералами и соответствующему изменению поверхностной составляющей электрического сопротивления. При удельном электрическом сопротивлении порядка 10^6 Ом/м влажность не оказывает существенного влияния на сопротивление образцов. Влажность образцов влияет на диэлектрическую проницаемость (рис. 75).

Температура минерала оказывает сильное влияние на его электрическое сопротивление. Так, электрическое сопротивление

ние проводников с ростом температуры возрастает, а диэлектриков и полупроводников падает.

Зависимость удельного электрического сопротивления ρ кубиков (с ребрами 0,01 м) некоторых веществ от температуры приведена на рис. 76, а.

Рис. 75. Зависимость диэлектрической проницаемости горных пород от влажности:

1 — доломит; 2 — мергель; 3 — песчаник

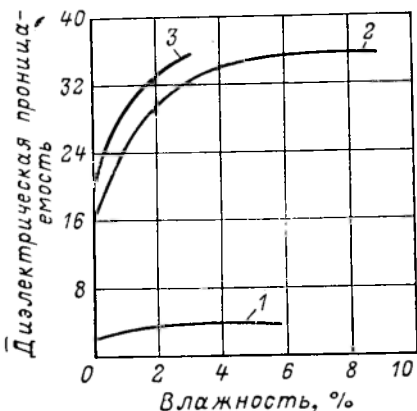
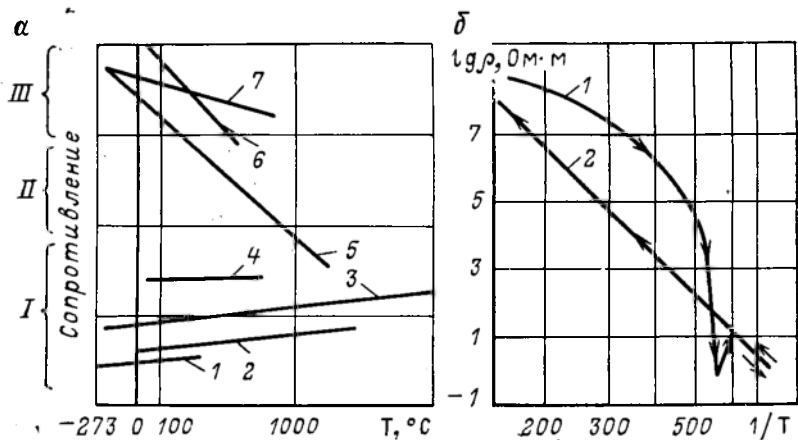


Рис. 76. Зависимость сопротивления материалов от температуры:

а — для проводников (I), полупроводников (II) и диэлектриков (III); (1—7 — соответственно алюминий, железо, графит, кокс, стекло, слюда, алмаз); б — аномальная зависимость удельного электрического сопротивления ρ сидерита от температуры (1 — нагрев; 2 — охлаждение)



В логарифмическом масштабе зависимость $\lg \rho = f(1/T)$ линейная. Линейность этой зависимости нарушается процессами дегидратации, декарбонатизации и деграфитизации и приводит к различного рода аномальным изменениям сопротивления (рис. 76, б), которые могут использоваться в процессах подготовки сырья к электрической сепарации.

Определение электрического сопротивления минералов. При обогащении минерального сырья требуется знать электрическое сопротивление минералов, образующих полезное ископаемое. Такая потребность возникает в связи с необходимостью установления физических констант компонентов нового минерального сырья, исследования влияния различных факторов

на электрическое сопротивление и на этой основе поисков путей совершенствования технологии электрической сепарации, измерений сопротивления минералов при нарушениях технологического режима электрической сепарации и выяснения причин таких нарушений.

Так как электрическая проводимость частиц зависит от ряда факторов, например влажности частиц и воздуха, пористости, температуры, гранулометрического состава, шероховатости, формы, то при измерениях требуется исключить их

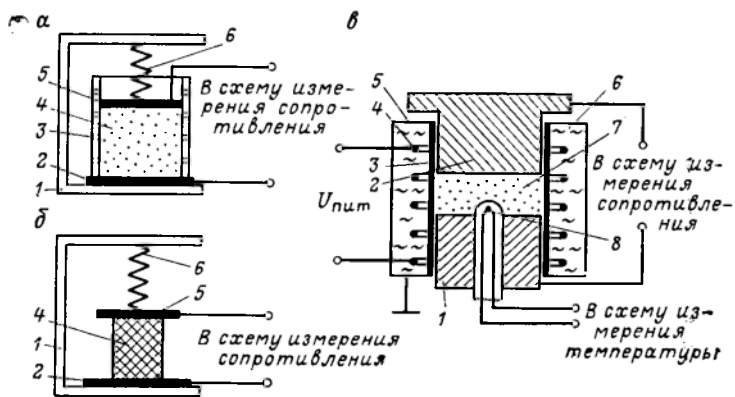


Рис. 77. Кюветы для измерения электрического сопротивления образцов: а — диспергированных; б — монолитных; 1 — корпус; 2 — нижний электрод; 3 — стеклянная трубка; 4 — образец; 5 — верхний электрод; 6 — пружина; в — при исследовании влияния температуры; 1, 2 — соответственно нижний и верхний электроды; 3 — жаростойкая трубка; 4 — нагревательный элемент; 5 — заземленный корпус; 6 — теплоизоляционный материал; 7 — проба; 8 — термопара

влияние, фиксировать значение влияющих факторов или же довольствоваться заведомо грубыми результатами.

Для измерения электрического сопротивления монолитных образцов и диспергированных проб можно применять кюветы (рис. 77).

Кювета содержит корпус 1, служащий основанием для установки нижнего электрода 2, на который устанавливается стеклянная трубка 3 с пришлифованными торцами при измерении диспергированных проб (рис. 77, а) или же монолитный образец 4 заданных геометрических размеров, например, сечением 5×5 мм и высотой 15 мм с пришлифованными торцами (рис. 77, б).

При измерении сопротивления монолитных образцов на верхний торец образца устанавливается электрод 5, который поджимается к образцу пружинной 6. Провода от электродов 2 и 5 подключают на вход измерительной схемы.

При измерении сопротивления диспергированных (порошкообразных) проб стеклянная трубка 3 равномерно заполняется подготовленной пробой (образцом) 4, поджимается электродом

5 с пружиной 6. Корпус 1 выполняется из хорошего диэлектрика, например фторопласта.

При исследовании влияния температуры и давления на сопротивление исследуемой пробы применяется устройство, содержащее нижний 1 и верхний 2 электроды, помещенные в жаростойкую трубу 3, выполненную из диэлектрика. Труба 3 находится внутри нагревательного элемента 4, размещенного внутри электропроводного заземленного корпуса 5, заполненного теплоизоляционным материалом 6 (рис. 77, в).

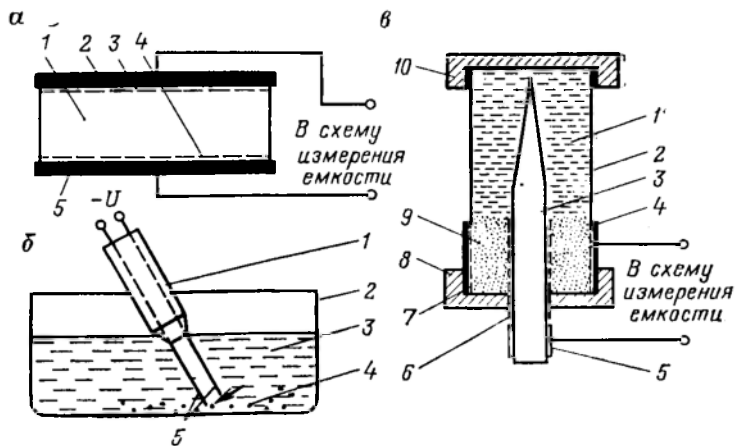


Рис. 78. Определение диэлектрической проницаемости:

а — с помощью конденсатора; б — иглочным методом; в — иммерсионным методом

В центральное отверстие нижнего электрода введена термомпара 8 для измерения температуры пробы 3. Создание заданного давления на пробу осуществляется путем нагружения ее верхним электродом. При необходимости давление можно увеличивать дополнительным грузом.

Определение диэлектрической проницаемости минералов. Диэлектрическая проницаемость минералов зависит от влажности и температуры образца. Поэтому для точных измерений требуется тщательная сушка пробы (образца) под вакуумом. Например, при подготовке угля к измерениям его измельчают до крупности — 0,25 мм, затем сушат при температуре 105°C под разрежением 1,33 Па. При измерениях требуется стабилизировать температуру образца.

Размеры кристаллов минерала определяют вид образцов, применяемых для определения его диэлектрической проницаемости.

При значительных размерах кристаллов из испытуемого минерала выпиливают пластинку, равную по площади пластинкам измерительного конденсатора (обычно 50×50×5 мм). Пластинки выпиливают параллельно и перпендикулярно опти-

ческой оси кристалла. Для удаления адсорбированной влаги пластинки выдерживают в термостате 8—10 ч при температуре 105°C.

При определении диэлектрической проницаемости минералов с помощью конденсатора (рис. 78, а) для обеспечения плотного контакта пластинки 1 с обкладками 2; 5 конденсатора две ее плоскости 3; 4 покрывают тонким слоем серебра или другого плохо окисляющегося металла.

Для определения диэлектрической проницаемости измеряют емкость конденсатора C_b на воздухе без образца. Затем определяют емкость $C_{обр}$ конденсатора с зажатым между обкладками образцом 1.

Емкость измерительного конденсатора без образца равна

$$C_b = \epsilon_b \epsilon_0 S/d,$$

а с образцом, помещенным между обкладками конденсатора,

$$C_{обр} = \epsilon_{обр} \epsilon_0 S/d,$$

где ϵ_0 , ϵ_b , $\epsilon_{обр}$ — диэлектрические проводимости соответственно вакуума, воздуха и образца; S — площадь обкладок конденсатора, м²; d — расстояние между обкладками конденсатора, м.

Образец должен иметь площадь, равную площади обкладок конденсатора, и идентичную форму. Измерение емкости конденсатора при отсутствии образца ведет при расстоянии между обкладками конденсатора, равным толщине образца d .

При $\epsilon_b = 1$ отношение

$$C_{обр}/C_b = \epsilon_{обр} \epsilon_0 Sd / (d \epsilon_b \epsilon_0 S) = \epsilon_{обр} / \epsilon_b = \epsilon_{обр},$$

дает относительную диэлектрическую проницаемость вещества образца.

Для измерения диэлектрической проницаемости минералов, имеющих кристаллы небольших размеров, готовят узкоклассифицированные пробы, например, —360+300, —300+160, —100+70 мкм.

Диэлектрическую проницаемость порошкообразных минералов определяют путем подбора такой концентрации раствора полярной жидкости в неполярной, при которой диэлектрические проницаемости раствора и минерала будут равны. При таком равенстве емкость измерительного конденсатора не меняется с внесением пробы минерала в его поле.

В зависимости от способа регистрации момента равенства диэлектрических проницаемостей раствора и минерала выделяют иголочный и иммерсионный способы измерения диэлектрической проницаемости.

Измерение диэлектрической проницаемости минерала иголочным методом проводят путем наблюдения за поведением частиц в среде жидкого диэлектрика в неоднородном электрическом поле. Пондеромоторная сила, действующая на частицы, вынуждает их перемещаться в участки поля, имею-

щего большую напряженность, если их диэлектрическая проницаемость выше диэлектрической проницаемости жидкого диэлектрика. Частицы выталкиваются из поля, если их диэлектрическая проницаемость меньше диэлектрической проницаемости среды. При равенстве диэлектрических проницаемостей частицы и среды пондеромоторная сила становится равной нулю и движение частиц минерала прекращается.

При измерении диэлектрической проницаемости диспергированного минерала иглочным методом (рис. 78, б) в стеклянную чашечку 2 наливают небольшой объем (5 мл) жидкого диэлектрика 3, например четыреххлористого углерода ($\epsilon=2,24$), и помещают на дно чашечки тонкоизмельченный минерал 4 (~ 10 мг). К частицам подводят игольчатые электроды 5, закрепленные в ручке 1 и подсоединенные к источнику напряжения, и наблюдают поведение частиц в межэлектродном промежутке с помощью бинокулы. Если частицы притягиваются к электродам, то добавляют жидкий диэлектрик с большей диэлектрической проницаемостью, например метиловый спирт ($\epsilon=33,7$), и тщательно перемешивают раствор. При достижении равенства диэлектрических проницаемостей смеси жидких диэлектриков и минерала поведение частиц становится неопределенным, а при добавлении новых порций метилового спирта частицы отталкиваются от электродов.

Диэлектрическую проницаемость жидкости, а следовательно, и вносимого в нее минерала ϵ_m определяют по формуле

$$\epsilon_m = (\epsilon_1 V_1 + \epsilon_2 V_2) / (V_1 + V_2),$$

где ϵ_1 , ϵ_2 — диэлектрические проницаемости жидких диэлектриков смеси; V_1 , V_2 — объемы жидких диэлектриков в смеси, мл.

Точность определения диэлектрической проницаемости иглочным методом достигает десятых долей единицы.

Повышения точности определения диэлектрической проницаемости достигают при иммерсионном методе (рис. 78, в). Наступление момента равенства диэлектрических проницаемостей частиц и среды определяют с помощью куметра. Измерительный конденсатор состоит из стеклянной трубки 2, стрежня 3, накладных электродов 4 и 5, на нижних частях внутренней поверхности трубки 2 и наружной поверхности стрежня 3 нанесены методом вжигания серебра электроды 6 и 7, причем обеспечивается контакт электродов 7 и 4.

Стеклянная трубка 2 закрывается пробками 8 и 10. Объем конденсатора заполняют раствором диэлектрика 1 и исследуемой пробой 9. Выводы от накладных электродов 4 и 5 включают в схему измерения емкости.

Методика определения диэлектрической проницаемости минерала иммерсионным методом сводится к поэтапному изменению (повышению) диэлектрической проницаемости раствора путем добавления полярного диэлектрика и измерения на каждом новом уровне диэлектрической проницаемости смеси,

емкости конденсатора, заполненного жидким диэлектриком без пробы и с исследуемой пробой минерала. Так как измерительная часть конденсатора расположена в нижней части стеклянной трубки 2, то помещение пробы в измерительную часть и ее вывод осуществляют путем переворачивания измерительного конденсатора и осаждения твердой фазы.

Исключения влияния воздуха на результаты измерения емкости конденсатора, заполненного жидким диэлектриком, достигают при положении измерительного конденсатора близком к горизонтальному. Диэлектрическую проницаемость образца минерала $\epsilon_{обp}$ определяют из выражения

$$\epsilon_{обp} = \epsilon_1 + (\epsilon_2 - \epsilon_1) \Delta C_1 / (\Delta C_1 + \Delta C_2),$$

где ϵ_1 , ϵ_2 — диэлектрические проницаемости с немного меньшей и немного большей проницаемостью, чем у исследуемого минерала; ΔC_1 , ΔC_2 — разность емкости конденсатора соответственно с пробой и без нее для жидких сред с диэлектрической проницаемостью соответственно ϵ_1 и ϵ_2 .

Емкость измерительного конденсатора определяют куметром (например, Е8-1).

Иммерсионный метод позволяет определить диэлектрическую проницаемость с точностью до сотых долей единицы.

Измерение электрических зарядов частиц. При проведении технологических исследований при электрической сепарации измеряют как отдельные заряды частиц, так и суммарные. Наибольшее распространение в практике получил способ определения суммарных зарядов (метод интегрального заряда) и последующего расчета удельных зарядов.

Для реализации интегрального способа измерения заряда частиц используют установку (рис. 79), содержащую цилиндр (клетку) Фарадея 1, соединенный с вольтметром, имеющим высокоомный ход. Для исключения помех при измерении цилиндр Фарадея экранируется заземленным корпусом 2, в котором он крепится с помощью изоляторов 3.

Измерение суммарного заряда производится путем помещения пробы заряженных частиц в цилиндр Фарадея, отсчета потенциала по высокоомному вольтметру и расчета удельных зарядов q_y , отнесенных к единице массы пробы. Удельный заряд q_y (кл/кг) определяется по выражению

$$q_y = CU/m,$$

где C — емкость измерительной системы, Ф ($C = C_0 + C_n$); C_0 — емкость системы изолированный сосуд — соединительные провода, Ф; C_n — емкость вольтметра, Ф; U — напряжение, В; m — масса пробы, кг.

Знак заряда исследуемого материала определяют следующим образом. Цилиндр Фарадея заряжают зарядом известного знака. Затем подают исследуемый материал. Увеличение показаний вольтметра указывает на то, что исследуемый материал

имеет одноименный с известным знаком заряд. При уменьшении — противоположный.

Взаимодействие минералов с электрическими полями. Введение минерала, не имеющего заряда, в электрическое поле сепаратора приводит к искажению поля, смещению свободных или связанных зарядов в частицах материала. Для электрической сепарации наиболее важны процессы электростатической индукции и поляризации диэлектриков.

Рис. 79. Интегральный способ измерения заряда частиц

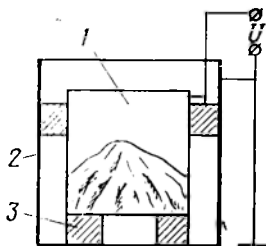
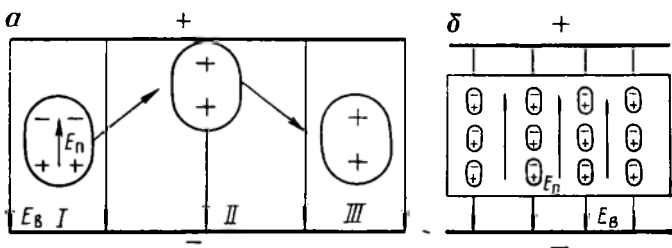


Рис. 80. Процесс электростатической индукции (а) и поляризации (б)



Электризация через влияние (электростатическая индукция). При помещении (I) частицы-проводника в электрическое поле напряженностью $E_{\text{в}}$ (рис. 80, а) в ней будет наблюдаться движение электрических зарядов: положительных в направлении действия поля, отрицательных в противоположном направлении. Такое перемещение создает в частице-проводнике поле $E_{\text{п}}$, направленное навстречу $E_{\text{в}}$, и при результирующем поле $E_{\text{р}} = E_{\text{в}} - E_{\text{п}} = 0$ движение электронов прекратится, т. е. в проводнике возникает поле, направленное навстречу внешнему полю и равное ему по модулю. Если частицу-проводник привести в контакт (II) с положительным электродом, то отрицательный заряд с нее стечет и после отхода (III) от электрода частица будет иметь положительный заряд.

Поляризация диэлектриков. Если в поле плоского конденсатора, обкладки которого заряжены и отсоединены от источника напряжения, внести диэлектрик, то произойдет ориентация его диполей (поляризация диэлектрика). На поверхностях, соседних с электродами, образуются слои нескомпен-

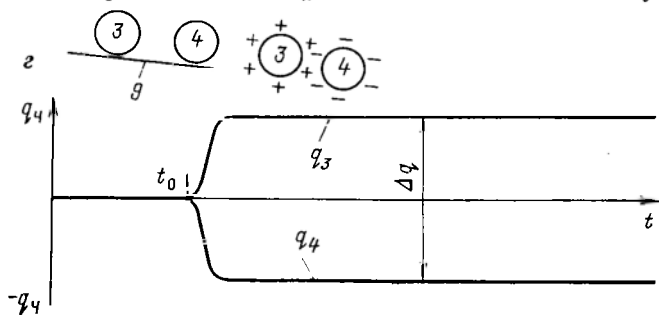
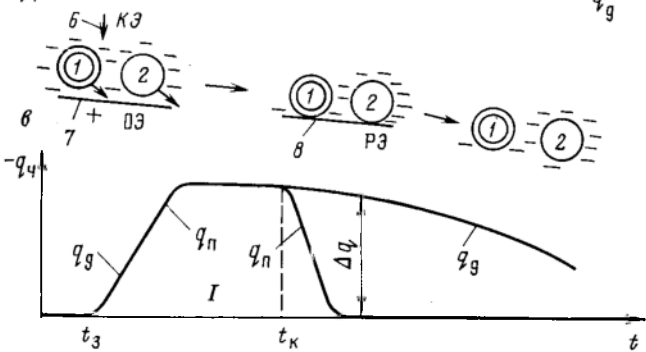
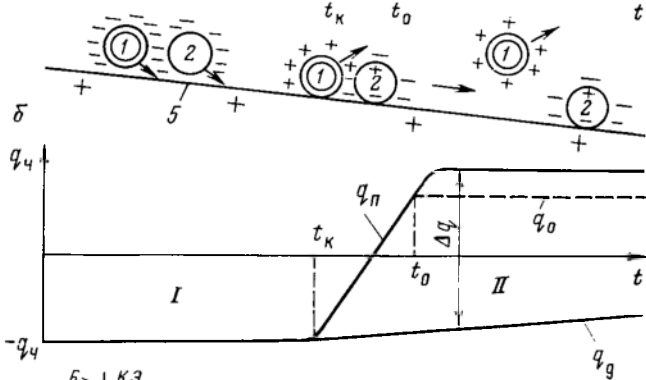
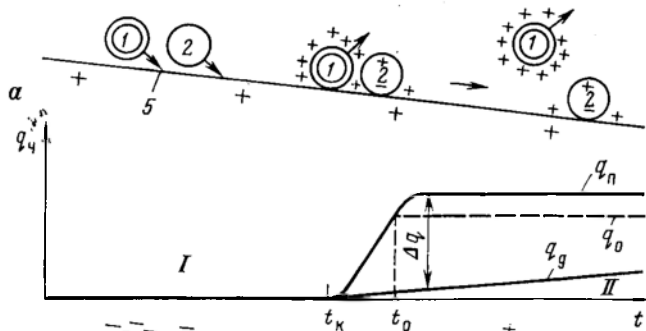


Рис. 81. Способы сообщения заряда частицам:

а — путем контакта с заряженным электродом; *б* — путем контакта предварительно заряженных частиц с заряженным электродом; *в* — осаждением ионов в поле коронного разряда с последующей разрядкой; *г* — трибоэлектризацией о подложку; *1* — частица-проводник; *2* — частица-диэлектрик; *3, 4* — частицы-диэлектрики с диэлектрической проницаемостью ϵ_3 и ϵ_4 ; *5* — зарядный электрод; *6* — коронирующий электрод; *7* — осадительный электрод; *8* — разрядный электрод; *9* — подложка с диэлектрической проницаемостью $\epsilon_3 > \epsilon_8 > \epsilon_4$.

рованных положительных и отрицательных зарядов (рис. 80, б), которые создают электрическое поле E_n . При этом результирующее поле в диэлектрике $E_p = E_v - E_n \neq 0$, что приводит к снижению напряжения на отключенном конденсаторе.

Так, при отключении конденсатора емкостью C от источника с напряжением U на нем останется заряд $q = CU$. Емкость конденсатора пропорциональна диэлектрической проницаемости среды, заключенной между обкладками. Внесение в поле конденсатора куска, полностью занимающего объем между обкладками конденсатора и имеющего диэлектрическую проницаемость ϵ_d , увеличит емкость конденсатора в ϵ_d раз. Но так как заряд отключенного от источника конденсатора остается неизменным, то, следовательно, напряжение на конденсаторе уменьшится в ϵ_d раз.

Поляризация диэлектрика определяется вкладом различных ее составляющих. Выделяют упругую и релаксационную (тепловую) поляризацию. К разновидностям упругой поляризации относят электронную, ионного смещения, упругого смещения полярных молекул. К разновидностям релаксационной поляризации относят ионную тепловую, тепловую ориентационную, объемную (макроструктурную).

Сообщение заряда частицам. Большинство процессов электрической сепарации (исключая диэлектрическую) требует сообщения разделяемым минералам зарядов, отличающихся знаком и величиной или только величиной. Увеличение различий в зарядах разделяемых минералов ведет к улучшению процессов электросепарации. Практическое распространение получили следующие способы сообщения заряда частицам: непосредственный контакт с заряженным телом; осаждение ионов на частицах; трибоэлектризация.

Сообщение заряда путем *непосредственного контакта с заряженной поверхностью* нашло применение в электрических сепараторах, обеспечивающих разделение по проводимости минералов. Известно две разновидности данного способа сообщения заряда: путем непосредственного контакта незаряженных частиц с заряженной поверхностью; путем непосредственного контакта предварительно неселективно заряженных частиц с заряженной поверхностью.

На рис. 81, а показана схема сообщения заряда частицам разделяемых минералов при контакте с заряженным электродом. До момента контакта частиц проводника *1* и диэлектрика *2* их заряды $q_n = q_d = 0$ (*I*). При касании частиц о электрод

5 в момент времени t_k начинается процесс селективной их электризации. Процесс зарядки определяется электрической проводимостью частиц, контактным сопротивлением и емкостью. На частицу-проводник, имеющую высокую проводимость, небольшое сопротивление в зоне контакта электрода и частицы, натекает заряд (II). О скорости зарядки можно судить по постоянной времени зарядки. Повышение электрической проводимости на порядок приводит к уменьшению постоянной времени частиц на порядок. Так, например, частицы диаметром 0,125 мм и удельной электрической проводимости 10^{-12} и 10^{-8} См/м имеют постоянную времени зарядки соответственно 64,9 и 0,00649 с.

Частица-проводник, получив на электроде заряд одноименного с ним знака, отрывается от электрода в момент времени t_0 . Предельный теоретический заряд для проводящей сферической частицы составляет

$$q_T = \frac{2}{3} \pi^3 \epsilon_0 r^2 E_n,$$

где ϵ_0 — диэлектрическая проницаемость вакуума; r — радиус частицы; E_n — пробивная напряженность поля плоского конденсатора.

Диэлектрики имеют низкие электрические проводимости, высокие контактные сопротивления, и поэтому заряд q_d на них натекает медленно (см. рис. 81, а). Кроме того, частица-диэлектрик у заряженного электрода поляризуется. Различие в поведении частиц проводника и диэлектрика на электроде определяется разностью получаемых зарядов

$$\Delta q = q_0 - q_d.$$

Здесь q_0 — заряд проводника в момент отрыва частицы от электрода.

Увеличения разницы в зарядах разделяемых минералов, а следовательно, и повышения эффективности разделительного процесса можно достичь, если до контакта с заряженным электродом сообщать частицам заряд одного знака. На рис. 81, б приведены схема такого способа сообщения заряда и диаграмма изменения заряда во времени на частицах проводника q_n и диэлектрика q_d .

Пусть частицы проводника 1 и диэлектрика 2 до момента контакта (I) t_k с электродом 5 имеют заряды $q_n = q_d = -q$. В момент контакта t_k частиц с электродом 5 отрицательный заряд с проводника вследствие его высокой электропроводности и низкого сопротивления в точке контакта с электродом стекает на электрод. Частица-проводник заряжается на электроде до величины q_0 , соответствующей заряду в момент t_0 отрыва ее от электрода. Частица-диэлектрик разряжается медленно и сохраняет отрицательный заряд. Различия в зарядах частицы-проводника q_n и частицы-диэлектрика q_d существенно возра-

стают (II). Кроме того, разделяемые частицы имеют заряды противоположного знака. Разность получаемых зарядов будет равна

$$\Delta q = q_{\text{п}} - (-q_{\text{д}}) = q_{\text{п}} + q_{\text{д}} = q_0 + q_{\text{д}}.$$

Таким образом, основными факторами, определяющими различия в зарядах разделяемых частиц при контактном способе сообщения заряда, считают: напряженность поля на электроде, электропроводимость частицы и предварительно полученный частицами заряд. В некоторых случаях различия в зарядах разделяемых частиц достигают путем изменения проводимости самого электрода. При этом возможно использование полупроводниковых пленок n или p проводимости, что, например, положительно сказалось при сепарации галенита от магнетита, колумбита от ильменита на барабане, покрытом слоем окиси меди и алюминия, хотя на алюминиевом барабане разделения этих минералов не наблюдалось.

Сообщение заряда путем осаждения ионов на частицах можно осуществлять в полях электрических разрядов в газах (коронного, тлеющего, дугового, скользящего), с помощью ионизации воздуха излучением, частичками меньшего размера, чем заряжаемые, и имеющими определенный заряд. Наиболее удобным для практического использования оказался коронный разряд.

Схема сообщения заряда в поле коронного разряда, имеющего униполярный заряд, и диаграмма изменения зарядов на частицах показаны на рис. 81, в.

Частицы проводника 1 и диэлектрика 2, попадая в поле коронного разряда (момент времени t_2 между коронирующим 6 (КЭ) и осадительным 7 (ОЭ) электродами, получают заряд одного знака, пропорциональный размерам частиц и почти не зависящий от электрических свойств частиц. После выхода из поля коронного разряда (1) частицы проводника и диэлектрика имеют равные заряды $q_{\text{п}} = q_{\text{д}}$. Для создания различий в зарядах разделяемых частиц их подают на разрядный электрод 8 (РЭ) (момент времени $t_{\text{к}}$), где и производится разряд частиц-проводников 1. Постоянная времени разряда частиц, предварительно заряженных в поле коронного разряда, диаметром 0,125 мм с удельной электрической проводимостью 10^{-12} и 10^{-8} См/м соответственно составляет 0,194 и 0,00628 с.

Заряд с диэлектрика вследствие низкой его электропроводности стекает медленно, и это позволяет создавать различие в зарядах разделяемых частиц

$$\Delta q = q_{\text{д}} - q_{\text{п}} = q_{\text{д}}.$$

Часто функцию разрядного электрода выполняет осадительный электрод, и тогда процесс заряда-разряда совмещается по времени.

Движение ионов к частице определяется напряженностью поля короны, напряженностью поля частицы, отталкиванием ионов, осевших на частице, и ионов, приближающихся к ней. Осаждение ионов прекращается, когда напряженности поля частицы в данной точке и внешнего поля становятся одинаковыми. Максимальный заряд частицы сферической формы определяется по формуле

$$q_{\infty} = 4\pi\epsilon_0 \left(1 + 2 \frac{\epsilon - 1}{\epsilon + 2}\right) E_K r^2, \quad (9)$$

где ϵ — диэлектрическая проницаемость; E_K — напряженность поля короны; r — радиус частицы.

Динамика роста заряда частицы видна из формулы М. Потенье

$$q(t) = q_{\infty} \frac{knet}{4\epsilon_0 + knet} = 4\pi\epsilon_0 \left(1 + 2 \frac{\epsilon - 1}{\epsilon + 2}\right) \frac{enkt}{4\epsilon_0 + enkt}. \quad (10)$$

где k — подвижность ионов, $\text{м}^2/(\text{В} \cdot \text{с})$; n — концентрация ионов в данной точке коронного разряда, $\text{ион}/\text{м}^3$; e — заряд иона, равный элементарному заряду $1,6 \cdot 10^{-19}$ Кл; t — время зарядки, с.

Максимальный заряд для проводящей частицы ($\epsilon_n = \infty$)

$$q_{\infty} = 12\pi\epsilon_0 r^2 E_K. \quad (11)$$

Из формул (9) — (11) видно, что заряд частицы определяется ее геометрическими размерами (r) и лишь частично диэлектрической проницаемостью частицы. В реальных процессах зарядка в поле короны обеспечивает получение зарядов, близких к теоретическим.

Так как заряд, получаемый частицей в поле коронного разряда, пропорционален радиусу частицы (r^2), то этот способ зарядки применяется в электрических классификаторах. Для использования зарядки в поле короны в целях обогащения требуется осуществлять селективную разрядку частиц на электродах (РЭ) (см. рис. 81, в).

Сообщение заряда трибоэлектризацией. Трибоэлектризация предусматривает обязательный контакт частицы с элементом сепаратора (подложкой) или другой частицей обогащаемого минерала. Термин «трибоэлектризация» сам по себе не отражает сути явления. Следует говорить об электризации частиц вследствие разницы работ выхода электронов веществ контактирующих поверхностей. Заряд частиц, как правило, представляет собой интегральный заряд единичных актов взаимодействия.

На рис. 81, г представлена схема сообщения заряда частицам 3 и 4, имеющим диэлектрическую проницаемость ϵ_3 и ϵ_4 , путем их контакта (трения) о подложку 9, имеющую диэлектрическую проницаемость ϵ_d . В момент разрыва контакта частиц на них возникают заряды, знаки которых определяются

соотношением диэлектрических проницаемостей частиц и подложки.

Разность зарядов в этом случае составит

$$\Delta q = q_3 - (-q_4) = q_3 + q_4.$$

Заряд шарообразной частицы при единичном контакте q_K ее с подложкой определяется по выражению

$$q_K = \sigma S_K, \quad (12)$$

где σ — плотность заряда двойного электрического слоя в зоне контакта частицы и подложки; S_K — площадь контакта.

Площадь контакта определяется свойствами контактирующих тел. Так, при упругом контакте шара с идеально гладкой поверхностью S_K можно определить по формуле Герца

$$S_K = P^{2/3} r^{2/3} \sqrt{\frac{9}{16} \pi^3 [(1 - \mu_1^2/E_1) + (1 - \mu_2^2/E_2)]}, \quad (13)$$

где P — сила прижатия шара к плоскости; r — радиус шара; μ_1, μ_2 — коэффициенты Пуассона двух контактирующих тел; E_1, E_2 — модули упругости двух контактирующих тел.

При условии контакта без внешнего давления на частицу действуют только сила тяжести (F_T) и сила адгезии (F_a)

$$P = F_T + F_a.$$

Предполагая, что в процессе электрической сепарации действуют только электростатические силы адгезии, получим

$$P = F_T + F_s = \frac{4}{3} \pi \rho r^3 g + \frac{1}{2\epsilon_0} \sigma^2 S_K,$$

где ρ — плотность частицы; r — радиус частицы; g — ускорение свободного падения; σ — плотность заряда двойного слоя при контакте двух тел.

При достаточно мелких частицах составляющая силы тяжести становится меньше электрической силы адгезии. Так, например, для частиц крупностью 25 мкм электростатическая сила адгезии превышает силу тяжести в 6 раз. Для частиц небольшой крупности силой тяжести можно пренебречь, и тогда

$$P = \sigma^2 S_K / (2\epsilon_0). \quad (14)$$

Подставляя значение прижимающей силы (14) в выражение (13) для определения площади контакта и решая его относительно S_K , получим

$$S_K = \frac{1}{4\epsilon_0^2} \sigma^4 r^2 \frac{9}{16} \pi^3 \left(\frac{1 - \mu_1^2}{E_1} + \frac{1 - \mu_2^2}{E_2} \right)^2.$$

Подставляя значение S_K в выражение (12), получим

$$q_K = \frac{9}{64\epsilon_0^2} \sigma^5 r^2 \pi^3 \left(\frac{1 - \mu_1^2}{E_1} + \frac{1 - \mu_2^2}{E_2} \right)^2.$$

Значительная часть полученного заряда при разрыве контакта нейтрализуется благодаря токам утечки через контактное сопротивление и за счет газового разряда при разрыве контактирующих тел.

При электрической сепарации имеют место два рода взаимодействий, которые приводят к электризации обогащаемого материала: взаимодействие минеральных частиц друг с другом, которое осуществляется как при транспортировании сырья, так и в специально предусмотренных процессах, и взаимодействие минеральных частиц с металлоконструкциями сепаратора как в процессе транспортирования, так и на подложке.

Независимо от рода взаимодействия действует закон сохранения получаемых зарядов

$$\sum_{i=1}^n q_i = 0. \quad (15)$$

Для выполнения закона (15) необходимо, чтобы получаемые заряды контактирующих тел были различного знака. Это обстоятельство выгодно отличает данный способ сообщения заряда от других.

В процессах обогащения чаще всего используется организованное сообщение зарядов при контактировании частиц. Побочные процессы электризации при этом пытаются устранить.

При контактировании диэлектрика с металлом получают положительно заряженный металл и отрицательно заряженный диэлектрик. При окислении металла он при контакте с диэлектриком может электризоваться и отрицательно. Для определения зарядов контактирующих диэлектриков применяют правило Коэна (1898), которое гласит, что положительный заряд получает тот диэлектрик, у которого выше диэлектрическая проницаемость. Правило Коэна подтверждено для многих минералов и веществ. Некоторые вещества можно расположить в ряд, в котором при трении двух расположенных рядом минералов каждый предыдущий заряжается положительно, а каждый последующий отрицательно. Так, например, ряд: асбест, стекло, слюда, шерсть, алюминий, бумага, хлопок, дерево, воск, эбонит, медь, сера, платина, каучук.

Известны трибоэлектрические ряды и для минералов. Так, в трибоэлектрическом ряду Гезехиуса при контакте рядом расположенных минералов каждый предыдущий заряжается положительно, а последующий отрицательно. Например, алмаз (10), топаз (8), горный хрусталь (7), гладкое стекло (5), слюда (3), сера (2), воск (1). (В скобках указана твердость.) Гезехиус отмечал, что диэлектрики располагаются в ряд в порядке убывания их твердости. Металлы же имеют обратную зависимость, т. е. имеющие большую твердость получают отрицательный заряд. Гезехиус отмечал, что вещество с более плотной струк-

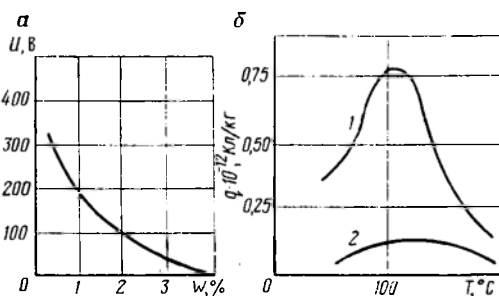
турой при одинаковом химическом составе заряжается положительно. Так, согнутая эбонитовая палочка при трении об эбонит дает положительный заряд на вогнутой и отрицательный на выпуклой части.

Трибоэлектризацией минералов объясняет Н. Ф. Олофинский и явление обратимости минералов, открытое Джонсоном. Джонсон использовал установку, содержащую бункер-питатель, разгружающий продукт на барабан-электрод, рядом с которым располагался другой барабан-электрод. Ниже барабана, на который разгружался материал, устанавливался неподвижный шибер.

Изменением прилагаемого к электродам напряжения добивались отклонения материала при его движении за шибер,

Рис. 82. Влияние различных факторов на заряды частиц при вибротранспортировании:

а — зависимость потенциала U на зернах при перемешивании материала в процессе сушки от влажности W ; *б* — зависимость удельного заряда минералов q от температуры T при движении по вибrolотку



смещенный относительно отвесной линии на 4 мм в ту или иную сторону. Одни минералы не реагировали на перемену полярности электродов и получили название необратимых (НО). Другие отклонялись только в сторону электрода той или иной полярности. Минералы, отклоняющиеся в сторону положительно заряженного электрода, названы обратимыми положительно (ОП), отклоняющиеся в сторону отрицательно заряженного электрода — обратимыми отрицательно (ОО). Разность потенциалов, обеспечивающая смещение потока частиц от линии отвесного падения на 4 мм, названа Джонсоном минимальным напряжением.

Способы электризации частиц. Свойствами специальной поверхности сепаратора (подложки) управлять легче, и для электризации чаще используют контакт частица — подложка. Разовые контакты частицы с подложкой не обеспечивают достаточного для электрической сепарации заряда. Обеспечение контакта частиц с подложкой осуществляется за счет перемещения частиц на подложке путем вибро- и пневмотранспортирования.

Вибротранспортирование используется для сообщения заряда относительно крупным частицам, пневмотранспортирование — для пылевидных и близких к ним по размерам частицам.

Для перемещения относительно крупных частиц по подложке используют вибропитатели с проводящими заземленными подложками. Заземление подложки позволяет снимать с нее свободные заряды. Движение частицы сопровождается периодическими касаниями ее о подложку. При этом точка контакта непрерывно меняется, число точек контакта возрастает и суммарный заряд на частице увеличивается. Увеличение амплитуды вибраций приводит к увеличению усилий контакта и поверхности контакта. Изменение частоты вибраций приводит к изменению скорости движения частиц и числа контактов их с подложкой.

Кроме параметров транспортирования на величину трибозарядов оказывают влияние влажность воздуха, влажность и температура материала, крупность зерен.

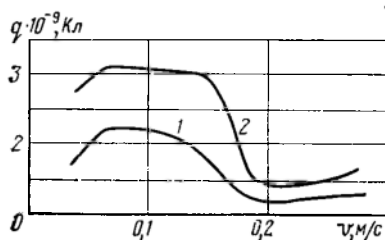


Рис. 83. Зависимость заряда плавленого кварца от скорости движения частицы в вакууме:

1, 2 — чистый образец соответственно при 20 и 55 °C

На рис. 82, а представлена зависимость изменения потенциала перемещаемого во время сушки сыпучего материала от его влажности. Экспоненциальный характер этой зависимости справедлив для всех материалов. Нагрев материала иногда приводит к неодинаковым изменениям трибозарядов разделяемых минералов. Установлено, что разделение кварца (1) и микроклина (2) предпочтительнее вести при 100 °C (рис. 82, б).

Изменение угла наклона подложки, по которой движется материал, приводит к увеличению скорости движения частиц. Зависимость заряда частиц плавленого кварца от скорости его движения имеет экстремальный характер (рис. 83).

Пневмотранспортирование материала позволяет существенно увеличить скорости движения материалов, что приводит к росту усилий взаимодействия частиц с элементами сепаратора. На рис. 84, а представлена зависимость удельного заряда кварца (1) и магнетит-гематитовой смеси (2) в диапазоне скорости 9—36 м/с. Такой рост скорости позволяет увеличивать удельный заряд кварца в пять раз. Сопоставляя удельные заряды кварца (см. рис. 84, а и рис. 82, б), видно, что переход на пневмотранспортирование привел к увеличению удельного заряда на шесть порядков.

Из рис. 84, б видно, что удельные заряды компонентов кварц-магнетит-гематитовой смеси уменьшаются с увеличе-

нием размера частиц. Это объясняется тем, что удельная поверхность частиц уменьшается с увеличением крупности, а заряд частиц при трибоэлектризации пропорционален контактирующей поверхности.

Число контактов частиц с зарядными элементами сепаратора возрастает с увеличением их длины, что также приводит к увеличению удельных зарядов (рис. 84, в).

На рис. 85 приведены теоретические и экспериментальные зависимости заряда частиц от их размера при различных

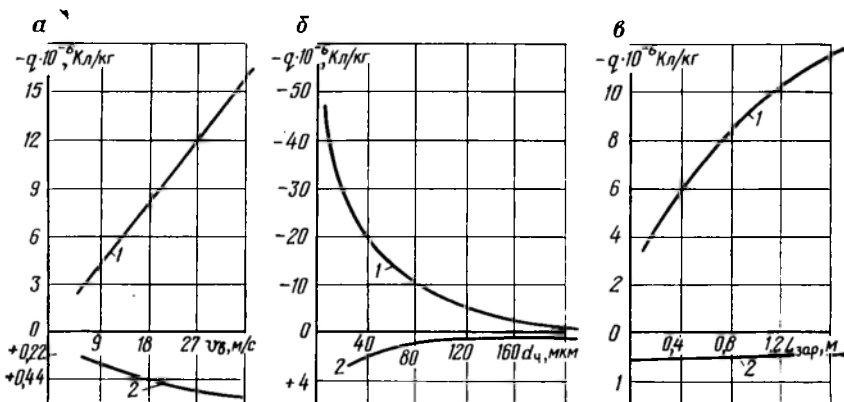


Рис. 84. Зависимость удельного заряда q частиц от скорости v транспортирования (а), от размера частиц d (б) и от длины зарядной трубки $L_{зар}$ (в) (по А. И. Урванцеву)

способах сообщения заряда. Видно, что увеличение размера частиц ведет к существенному (на один-два порядка) уменьшению заряда частиц при увеличении размера частиц от 2—5 до 10 мкм. Дальнейшее увеличение крупности дает меньшее снижение удельного заряда частиц.

Такие способы сообщения заряда, как зарядка при электрическом разряде с самих частиц, биполярная зарядка на электродах, зарядка минералов при деформации и разрушении, пьезоэлектрическая зарядка, зарядка при фотоэмиссии электронов, находятся в стадии исследований и разработки и при электрическом обогащении полезных ископаемых распространения не получили.

Силы, определяющие процесс электрической сепарации. При электрической сепарации, как и в других непрерывных разделительных процессах, требуется осуществлять транспортирование сепарируемого материала. Используются следующие методы транспортирования: свободное падение, движение по наклонной плоскости, перемещение с помощью барабанов и конвейеров, скоростными потоками воздуха. При указанных видах транспортирования на материал действуют следующие

силы: сила сопротивления среды, сила адгезии, выталкивающая сила, сила трения, центробежная сила и сила тяжести.

В зависимости от типа электродов, характера поля, формы частицы и расстояния от частицы до электрода принимают во внимание силы электростатического поля, зеркального отображения и пондеромоторную силу.

Сила электростатического поля $F_э$ возникает при взаимодействии заряженной частицы с полем, т. е.

$$F_э = q_ч E,$$

где $q_ч$ — заряд частицы.

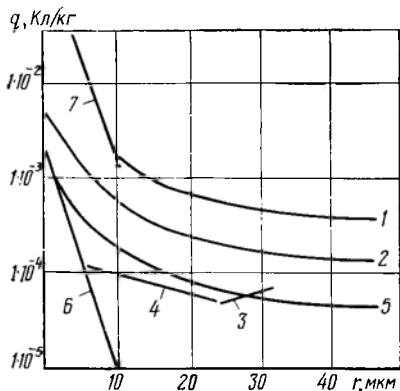


Рис. 85. Зависимость удельного заряда q от радиуса частиц r для различных способов сообщения заряда (по А. И. Урванцеву):

1 — теоретическая зависимость при контактом способе заряжения для дибутыл-фтолата; 2 — теоретическая зависимость при заряде частиц в поле короны; 3 — контактный способ заряжения угля; 4 — заряд карбида кремния в поле короны; 5 — трибозаряд частиц в сепараторе «Электроциклокет»; 6, 7 — заряд порошка полистирола соответственно при перекатывании и при ударе

Пондеромоторная сила $F_п$ — сила, обусловленная поляризацией диэлектрика в неоднородном электрическом поле для частиц шарообразной формы, определяется ее объемом и соотношением диэлектрических проницаемостей частицы $\epsilon_ч$ и среды $\epsilon_с$

$$F_п = 4\pi\epsilon_0\epsilon_с r^3 [(\epsilon_ч - \epsilon_с)/(\epsilon_ч + 2\epsilon_с)] E \text{ grad } E,$$

где r — радиус частицы.

Пондеромоторная сила проявляется только в неоднородных электрических полях. При $\epsilon_ч > \epsilon_с$ и $\text{grad } E \neq 0$ $F_п$ положительна и частицы втягиваются в участки поля с большей напряженностью. При $\epsilon_ч < \epsilon_с$ и $\text{grad } E \neq 0$ $F_п$ отрицательна и частицы выталкиваются в участки поля с меньшей напряженностью.

Большинство процессов электрической сепарации осуществляют при нормальной температуре и давлении в воздушной среде, т. е. $\epsilon_с = \epsilon_в = 1$, тогда

$$F_п = 4\pi\epsilon_0 r^3 [(\epsilon_1 - 1)/(\epsilon_2 + 2)] E \text{ grad } E.$$

Сила зеркального отображения проявляется при нахождении частицы вблизи проводящего электрода или же на самом электроде. Если частица имеет остаточный заряд, то в проводящем электроде вследствие электростатической индукции наводится заряд той же величины и на том же рас-

стоянии от поверхности электрода, но противоположного знака, т. е. заряд, зеркально отображающий заряд частицы. Взаимодействие заряженной частицы с наведенным зарядом в проводящем электроде определяется по закону Кулона и получило название силы зеркального отображения

$$F_z = q_{\text{ост}}^2 / (4\pi\epsilon_0 \epsilon d^2),$$

где $q_{\text{ост}}$ — остаточный заряд на частице; d — расстояние от частицы до поверхности электрода.

При касании частицей электрода расстояние от частицы до электрода становится равным радиусу частицы r , т. е. расстояние между центрами зарядов равно $2r$ и сила зеркального отображения запишется в виде

$$F_z = q_{\text{ост}}^2 / (16\pi\epsilon_0 \epsilon r^2).$$

§ 40. КЛАССИФИКАЦИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕПАРАТОРОВ

Классификация основных электрических сепараторов производится по способу электрической сепарации, характеристике электрического поля, в котором происходит разделение, характеру движения материала через рабочее пространство.

В зависимости от назначения выделяют следующие группы сепараторов:

- электрообеспыливатели — для обеспыливания продуктов;
- электрические классификаторы — для выделения узких классов по крупности;
- электрические сепараторы — для обогащения;
- электроанализаторы — для получения мономинеральных продуктов.

По характеру движения материала через рабочее пространство сепаратора различают следующие типы сепараторов.

Характер движения	Тип сепаратора
Под действием силы тяжести без контакта с элементами сепаратора	Сепараторы свободного падения
Воздушными потоками	Пневмоэлектрические
С помощью подвижных или наклонно установленных неподвижных элементов сепаратора	Специального названия не получили

Классификация электрических сепараторов в зависимости от используемого свойства и способа сообщения заряда приведена в табл. 36.

Конструкция электродов и их взаиморасположение определяют характер электрического поля и действующие силы. Конструкция электрода в большинстве случаев входит в название типа сепаратора. Маркировка сепараторов проведена в соответствии с принципом, предложенным Н. Ф. Олофинским.

Формирование потока обогащаемого материала в процессе электрической сепарации не является основной опе-

Т а б л и ц а 36. Классификация электрических сепараторов

Используемое свойство	Способ сообщения заряда	Способ сепарации	Тип сепаратора	Марка сепаратора	Характер поля	Действующие механические силы
Диэлектрическая проницаемость	Поляризация диэлектрика в электрическом поле	Диэлектрический	Пластинчатый Диэлектрическое сито Щелевидный	ДП ДС ДЩ	НЭ, Г	F_v
Проводимость	Контактный	Электростатический	Барабанный Пластинчатый Каскадный	ЭБ ЭП ЭКас	НЭ, Г	$F_{ц}, F_{тр}$ $F_{тр}$ $F_{тр}$
	Коронный с по- следующим селек- тивным разрядом	Коронный	Барабанный Ленточный Пластинчатый	КБ КЛ КП	КР, Г	$F_{ц}, F_{тр}$ $F_{тр}$ $F_{тр}$
			Камерный с верхней по- дачей	ККв	КР, ОЭ, Г	В
			Камерный с нижней по- дачей Пневмоэлектрический	ККн ПЭ	КР, ОЭ, Г КР, НЭ, Г	В В В
		Коронно-электро- статический	Барабанный	КБ	КР, НЭ, Г	$F_{ц}, F_{тр}$

Проводимость + удельная маг- нитная восприим- чивость	Коронный с по- следующим селек- тивным разрядом	Коронно-магнит- ный	Барабанный	КМБ	КР, М, Г	F_{π}
Работа выхода электронов	Трибоэлектризация	Трибоэлектроста- тический	Камерный Барабанный	ТЭК ТЭБ	ОЭ, Г НЭ, Г	F_{π}
		Пневмоэлектриче- ский	С замкнутым каналом С разомкнутым каналом	ПЭЦ ПЭР	ОЭ, Г ОЭ, Г	В В
	Трибоэлектризация в кипящем слое	Флюидизационно-электростатический	Флюидизационно-электростатический	ФЭ	НЭ, Г	В
	Путем нагрева	Пироэлектриче- ский		—	НЭ, ОЭ, Г	F_{π}
	Путем механичес- кого воздействия	Пьезоэлектриче- ский	—	—	НЭ, ОЭ, Г	F_{π}
Работа выхода электронов + адге- зия	Трибоэлектризация	Трибоадгезионный	Барабанный	ТАБ	—	F_{π}, F_{α}
Крупность Плотность	Коронный	Коронный	Камерный Трубчатый	КК КТ	КР, Г КР, Г	— —
			Камерный Трубчатый	КК КТ	КР, Г КР, Г	— —

Примечание. КР — поле коронного разряда, НЭ, ОЭ — соответственно неоднородное и однородное электростатическое поле; М — магнитное поле; Г — гравитационное поле; F_{α} — сила адгезии; F_{π} — сила трения; F_{π} — сила трения; F_{π} — центробежная сила; F_{π} — сила выталкивания; В — воздействие потока воздуха.

рацией. Часто формирование потока материала совмещают как с основными, так и со вспомогательными операциями процесса.

Так, в процесс электрической сепарации направляют сухой материал крупностью от 5 до 0,01 мм при заданной его влажности и температуре. Однако в процессе транспортирования материала к сепаратору он адсорбирует влагу из воздуха и охлаждается. Поэтому в устройства формирования потока материала встраивают теплоэлектронагреватели (ТЭН) для под-

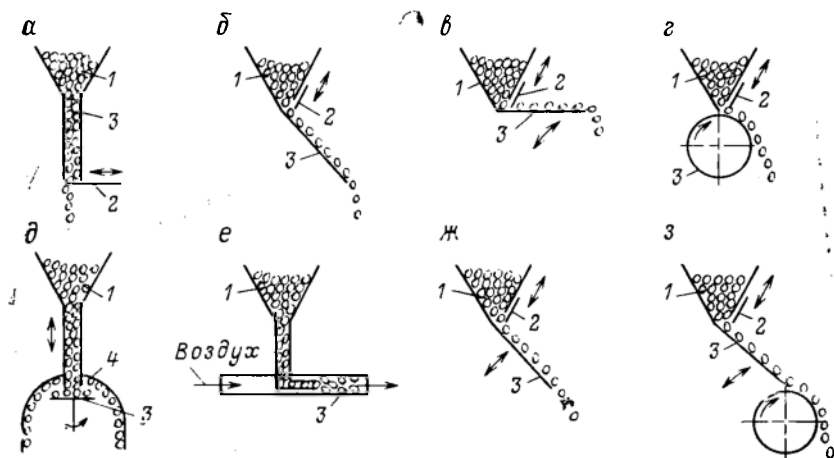


Рис. 86. Схемы устройств формирования монослойного потока:

а, б — гравитационные; в — вибрационное; г — с вращающимся валком; д — центробежное; е — пневматическое; ж — вибрационно-гравитационное; з — вибрационно-гравитационное с вращающимся барабаном

сушки материала перед электрической сепарацией или для удаления сорбированной влаги в точке контакта частицы с материалом лотка, плоскости, а также для подогрева. Для процесса пироэлектростатической сепарации операция подогрева является основной.

Операцию сообщения селективного заряда частицам разделяемого материала реализуют путем контакта частиц друг с другом и с поверхностью, имеющей заданные свойства, при свободном падении или во взвешенном состоянии. Для сообщения частицам сепарируемого материала селективного заряда требуется формировать поток определенной толщины или монослойный поток с заданным рассредоточением частиц.

Монослойный поток материала обеспечивает получение заряда каждой частицей, а рассредоточение частиц (обеспечение некоторых расстояний между ними) позволяет сохранять этот заряд.

При монослойном потоке для увеличения производительности сепаратора увеличивают его ширину. Дозирование

материала (рис. 86) ведется из бункеров небольшой вместимости 1, в нижней части которых имеется щель, размер которой регулируется шибером 2. Направление движения материала формируется с помощью элементов сепаратора 3.

Рассредоточение частиц достигается за счет силы гравитации при их ускоренном движении в свободном падении (см. рис. 86, а) и при движении по наклонной плоскости с регулируемым углом наклона (см. рис. 86, б). Повышение качества рассредоточения частиц в слое достигается при вибротранспортировании (см. рис. 86, в), транспортировании с помощью вращающегося вала 3 (см. рис. 86, г), вращающегося диска 3 и направляющего колпака 4 (см. рис. 86, д), транспортирования с помощью воздуха (см. рис. 86, е). Находят применение устройства для рассредоточения частиц в слое при комбинированном воздействии гравитационных сил и вибрации (см. рис. 86, ж), а также их комбинации с транспортированием материала вращающимся барабаном (см. рис. 86, з).

§ 41. СЕПАРАЦИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ В ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКИХ ПОЛЯХ

Электростатический способ сепарации предусматривает проведение следующих технологических операций: подготовки материала к электрической сепарации, сообщения селективного заряда частицам и разделения их в электрическом поле. Подготовка материала к электростатической сепарации включает обеспыливание материала, выделение узких классов крупности, очистку поверхности частиц от загрязнения, увеличение при необходимости различий в проводимости разделяемых компонентов путем реагентной обработки, термообработки, поддержания заданных температуры и влажности. Разделение частиц может проводиться как в однородных, так и в неоднородных электростатических полях. Операция сообщения заряда совмещается с операцией разделения или же предшествует ей. Находят применение следующие разновидности электростатической сепарации:

собственно электростатическая — сообщение заряда путем контакта незаряженных и предварительно заряженных частиц;

трибоэлектростатическая — сообщение заряда путем трибоэлектризации;

флюидизационно-электростатическая — сообщение заряда в кипящем слое;

пироэлектростатическая — сообщение заряда путем нагрева.

По конструктивному исполнению основного элемента — электрода электростатические сепараторы разделяют на барабанные, камерные, пластинчатые. Причем сепараторы любой

разновидности могут выполняться из нескольких однотипных узлов, располагаемых каскадно.

Электростатическая сепарация использует различия в электрической проводимости разделяемых минералов.

Основным конструктивным узлом электростатического сепаратора является электрод, на котором производится селективная разрядка или зарядка частиц путем непосредственного контакта предварительно заряженных и незаряженных частиц. В качестве электродов используют плоские пластины, устанавливаемые наклонно в одном или двух направлениях, цилиндрические электроды или криволинейные поверхности.

Движение частиц по электроду и после отрыва от него определяется равнодействующей всех сил, приложенных к частице

$$\bar{F}_{\Sigma} = \bar{F}_c + \bar{F}_a + \bar{F}_b + \bar{F}_T + \bar{F}_{тр} + \bar{F}_ц + \bar{F}_э + \bar{F}_з + \bar{F}_п, \quad (16)$$

где $\bar{F}_c$ — сила сопротивления среды; $\bar{F}_a$ — сила адгезии; $\bar{F}_b$ — выталкивающая сила (Архимедова); $\bar{F}_T$ — сила тяжести; $\bar{F}_{тр}$ — сила трения; $\bar{F}_ц$ — центробежная сила; $\bar{F}_э$ — электростатическая сила; $\bar{F}_з$ — сила зеркального отображения; $\bar{F}_п$ — пондеромоторная сила.

При использовании плоского, наклонно установленного электрода, при сепарации частиц близких по форме к шарообразным крупностью более 0,1 мм в воздушной среде силами сопротивления среды, адгезии, выталкивающей силы, центробежной и пондеромоторной силами можно пренебречь. Тогда выражение (16) будет иметь вид:

$$\bar{F}_{\Sigma п} = \bar{F}_T + \bar{F}_{тр} + \bar{F}_э + \bar{F}_з.$$

Силу тяжести можно разложить на две составляющие, действующие параллельно плоскости электрода ($\bar{F}_{ск}$) и по нормали к плоскости электрода ($\bar{F}_n$). Нормальная составляющая силы тяжести прижимает частицу к электроду и вызывает появление силы трения, препятствующей движению частиц по электроду. Кроме того, частицы-диэлектрики, попадающие на электрод и имеющие (или получающие на нем) заряд противоположного знака, перезаряжаются медленно и вследствие этого испытывают притяжение к электроду за счет электростатической силы и силы зеркального отображения. Для непрерывного процесса сепарации необходима постоянная очистка электрода, что возможно при движении частиц под действием сил гравитации. Учитывая силы, прижимающие частицу-диэлектрик к электроду, условие очистки электрода запишется в виде

$$F_{ск} > F_{тр} \quad \text{или} \quad F_{ск} > f(F_n + F_э'' + F_з),$$

где f — коэффициент трения скольжения частицы по электроду; $F_э''$ — электростатическая сила, прижимающая частицу-диэлектрик к электроду.

Изменяя угол наклона электрода, регулируют процесс его очистки. Сила трения влияет на скорость движения материала по электроду, но процесса отрыва частиц от электрода не определяет. Процесс сепарации определяют нормальная составляющая силы тяжести и электрические силы.

Пусть на наклонно установленный электрод, подсоединенный к зажиму источника высокого напряжения, подают сепарируемый материал, содержащий частицы различной проводимости.

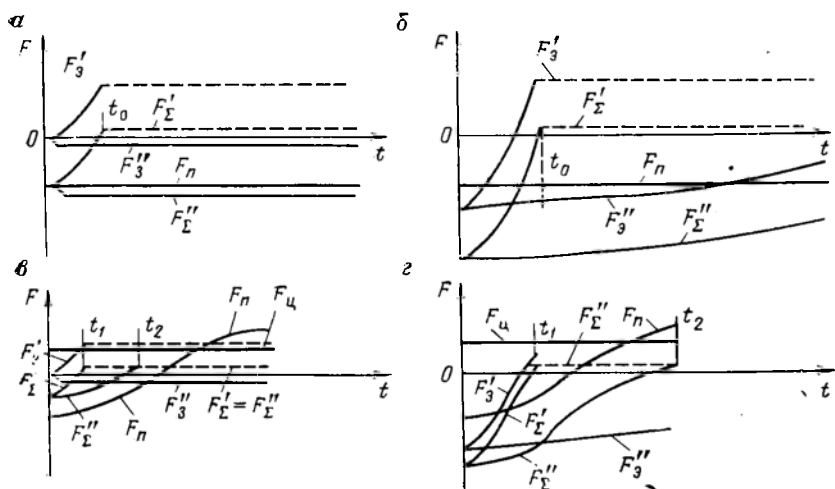


Рис. 87. Схема действия сил в электростатических полях:

а, б — на плоском электроде с подачей соответственно незаряженных и предварительно заряженных частиц; в, г — на барабанном электроде с подачей соответственно незаряженных и заряженных частиц; F'_3 , F'_Σ — электрические силы, действующие соответственно на частицу-проводник и частицу-диэлектрик; F''_3 , F''_Σ — результирующая сил, действующих соответственно на частицу-проводник и частицу-диэлектрик (штриховой линией показаны силы, действующие в момент отрыва частиц)

мости (проводники и диэлектрики). На частицы равного размера, попадающие на электрод (точка 0 на рис. 87, а), действует равная и постоянная во времени сила F_n (нормальная составляющая силы тяжести), прижимающая их к электроду. На частицы-проводники (все силы приведены с одним штрихом), вследствие повышенной проводимости зоны контакта частицы с электродом и самой частицы, натекает заряд того же знака, что и на электроде. Взаимодействие заряженной частицы с электродом проявляется в увеличении электростатической силы F'_3 . Рост силы F'_3 идет до момента времени t_0 , при котором $F'_\Sigma = F'_3 - F_n \geq 0$. В этот момент происходит отрыв частицы-проводника от электрода. При этом сила трения о электрод падает до нуля и частица увеличивает скорость движения относительно электрода, двигаясь параллельно ему или же скачкообразно касаясь электрода.

Частица-диэлектрик (все силы приведены с двумя штрихами) поляризуется на поверхности электрода и в результате электростатической индукции наводит в электроде равный заряд противоположного знака. Вследствие этого частица-диэлектрик прижимается к электроду за счет сил F''_z , F_n , т. е. $F''_\Sigma = F''_z + F_n$, и скорость ее движения на сходе с электрода понижается.

Разные скорости движения частиц различной проводимости на сходе с электрода обеспечивают различные траектории движения (веер разделения), что и позволяет выделять их в различные продукты (проводниковая и непроводниковая фракция).

В практике электрического обогащения известны сепараторы, позволяющие выделять частицы в проводниковую фракцию, используя эффект их отрыва (отскока) от электрода, в специальные устройства, располагаемые над электродом.

При необходимости увеличения эффективности разделения частиц над электродом в начальной его части устанавливают коронирующий электрод и всем частицам сообщают неселективный заряд. Частицы проводника и диэлектрика равного размера получают одинаковый заряд и притягиваются к электроду с одинаковыми силами $F'_z = F''_z$ (точка 0 на рис. 87, б). Частица-проводник быстро перезаряжается на электроде, и в момент времени t_0 при $F'_\Sigma = F'_z - F_n \geq 0$ происходит отскок частицы-проводника от электрода. Заряд с частицы-диэлектрика вследствие низкой проводимости в зоне контакта частица — электрод и самой частицы стекает медленно, и частица находится под действием силы $F''_\Sigma = F''_z + F_n$.

Сила зеркального отображения мала по сравнению с электростатической (на рис. 87, б не показана). Так как силы, прижимающие частицы-диэлектрики к электроду, могут быть значительными, то для продвижения материала по неподвижному электроду его устанавливают вертикально или под большим углом к линии горизонта. При малых углах установки электродов используют материалы, имеющие низкие коэффициенты трения, или же на электрод-пластину накладывают вибрацию.

Из схемы изменения сил, действующих на частицы в процессе их движения по электроду (см. рис. 87, б), видно, что предварительное сообщение неселективного заряда увеличивает силу удержания частиц-диэлектриков и этот прием позволяет улучшать процесс сепарации. При этом несколько увеличивается время нахождения на электроде частиц и снижается производительность сепаратора.

Значительные силы, прижимающие частицы-диэлектрики к поверхности электрода, вынуждают использовать для перемещения частиц движущуюся поверхность (чаще всего барабан).

При использовании в качестве транспортирующей поверхности барабана-электрода поведение частиц определяется рав-

нодействующей сил

$$\bar{F}_{\Sigma 6} = \bar{F}_\tau + \bar{F}_{\tau p} + \bar{F}_3 + \bar{F}_3 + \bar{F}_\kappa.$$

Центробежная сила для частиц одного диаметра и массы постоянна во времени и стремится оторвать частицы от барабана. Условием безотрывного движения незаряженной частицы в верхней половине барабана будет $F_n > F_\kappa$ или

$$mg \cos \alpha \geq 4\pi^2 n^2 R m,$$

откуда

$$n \leq \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{g \cos \alpha}{R}},$$

где m — масса частицы; g — ускорение свободного падения; n — частота вращения барабана; R — радиус барабана; α — угол между вертикалью, проведенной через центр барабана, и прямой, проведенной из того же центра в точку нахождения частицы на барабане.

Сила тяжести также может быть разложена на две составляющие: нормальную (F_n) и тангенциальную ($F_{\text{ск}}$) составляющую силы тяжести. При сепарации на барабанном сепараторе для исключения нарушения процесса требуется исключить перемещение частиц относительно поверхности барабана. Так как частицы-проводники удерживаются на барабане меньшее время и прижимаются к нему с меньшей силой, то условие неподвижности частиц относительно барабана можно записать в следующем виде:

$$\begin{aligned} F_{\text{ск}} &\leq F_{\tau p}; & F_{\text{ск}} &\leq f F_n; \\ f &\geq F_{\text{ск}}/F_n = F_\tau \sin \alpha / (F_\tau \cos \alpha) = \operatorname{tg} \alpha. \end{aligned} \quad (17)$$

Из выражения (17) следует, что частицы-проводники начнут отрываться от барабана в точке, для которой угол α будет превышать угол трения частицы о материал барабана. Если на барабан сепаратора, подключенный к источнику высокого напряжения, подать сепарируемый материал, то частицы-проводники будут быстро заряжаться, а электростатическая сила, действующая на каждую из них, будет расти. При $F'_3 \geq F_n - F_\kappa$ частица-проводник в момент времени t_1 оторвется от барабана и будет двигаться в проводниковую фракцию. Частица-диэлектрик при подаче на электрод поляризуется, и на нее действует постоянная во времени небольшая сила зеркального отображения F'_3 . При $F''_3 \geq F_n - F_\kappa$ частица-диэлектрик в момент времени t_2 оторвется от барабана и будет двигаться в непроводниковую фракцию. При постоянной частоте вращения барабана моменты t_1 и t_2 будут однозначно определять точки отрыва частиц от барабана. Единственным фактором воздействия на местоположение точек отрыва частиц-проводников и частиц-диэлектриков служит изменение частоты вращения барабана.

Для улучшения процесса разделения за счет увеличения расстояния между точками отрыва частиц-проводников и частиц-диэлектриков (моменты отрыва t_1 и t_2) применяют предварительное неселективное зарядание частиц. Изменение электростатических сил, действующих на частицу-проводник F'_a и частицу-диэлектрик F''_a , показано на рис. 87, г. Так как диэлектрик разряжается медленно, то момент отрыва t_2 происходит много позже, чем это имело место для случая сепарации частиц без предварительного сообщения заряда. Если заряд на частице-диэлектрике противоположен заряду барабана, то в нижней части барабана при $F''_a \geq F_{ц} + F_n$ отрыва частицы не произойдет.

Таким образом, изменяя неселективный предварительный заряд частиц, частоту вращения барабана, можно управлять моментом отрыва частиц. Укажем, что нелинейный характер изменения нормальной составляющей силы тяжести усложняет процесс управления сепаратором и снижает показатели электрического обогащения.

При использовании электродов с неподвижной криволинейной поверхностью наблюдается промежуточный случай между двумя вышерассмотренными. Выполнение электрода криволинейным в нижней части позволяет несколько увеличить веер разделения частиц в сравнении с плоским электродом.

Одна из первых конструкций электростатического сепаратора — сепаратор Блека и Мошера (рис. 88, а)* — включает бункер-питатель 2, вращающийся барабан 3, присоединенный к зажиму электрофорной машины 1, щетку 4, шибера 5, приемники продуктов разделения 6—7.

Частица-проводник, попадая на заряженный барабан 3, получает заряд того же знака, отталкивается от него и попадает в приемник 8 (проводниковая фракция). Частица-непроводник поляризуется на барабане и притягивается к нему. Отрыв не-проводников становится возможным в нижней части барабана или же они счищаются щеткой и образуют непроводниковую фракцию.

Бункер-питатель совместно с вращающимся барабаном формирует монослойную раскладку частиц на поверхности барабана, при которой обеспечивается контакт каждой сепарируемой частицы с барабаном.

Регулирование показателей обогащения осуществляется плотностью упаковки частиц в монослой, частотой вращения барабана, приложенным к барабану напряжением и положением шибера 5.

Основные отличия сепаратора Гуффа (рис. 88, б) от схемы Блека и Мошера заключаются в использовании в качестве

* Здесь и далее везде: НФ — непроводниковая фракция; ПФ — проводниковая фракция; ППФ — полупроводниковая фракция.

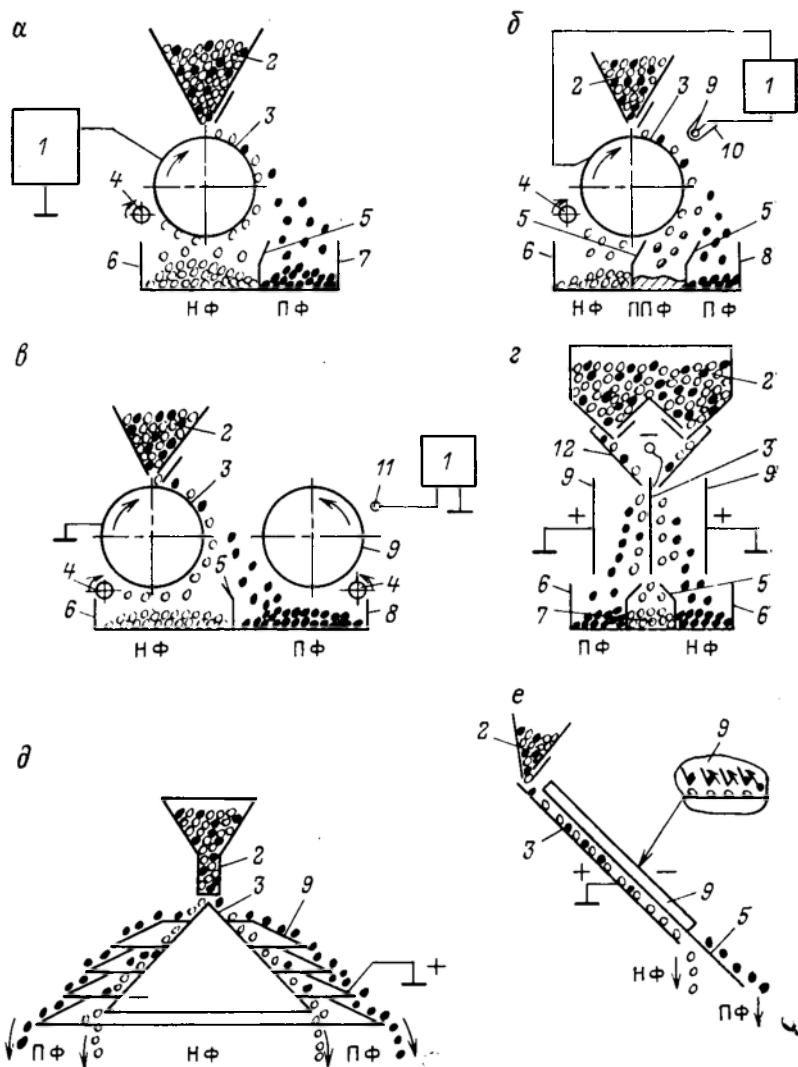


Рис. 88. Схемы барабанных и пластинчатых электростатических сепараторов: а — сепаратор Блека и Мошера; б — сепаратор Гуффа; в — двухбарабанный сепаратор; г — с вертикальными электродами; д — с коническим электродом; е — лотковый сепаратор; 1 — источник высокого напряжения; 2 — бункер-питатель; 3 — зарядный электрод (барабан, пластина, конус); 4 — щетка; 5 — шибер; 6—8 — приемники продуктов разделения; 9 — отклоняющий электрод (барабан, прут, пластина, перфорированная пластина или коническая поверхность); 10 — экран из диэлектрика; 11 — вспомогательный электрод; 12 — направляющие пластины

источника высокого напряжения динамомашин и введении отклоняющего электрода 9, экранированного диэлектриком 10. Роль остроконечного электрода 9, заключается в создании электростатического поля между ним и барабаном и предварительного сообщения небольшого заряда разделяемым частицам. Применение источника повышенного напряжения и предварительное зарядание частиц позволили значительно улучшить результаты электрической сепарации.

Промышленный вариант сепаратора Гуффа с диаметром барабана 375 мм и длиной около 2 м обеспечивает производительность 0,5—2 т/ч, т. е. удельная производительность достигает 1 т/ч на 1 м длины барабана. Нормальная работа сепаратора обеспечивается при влажности не более 1% обеспыленного, узкокласифицированного и подогретого до 80—120°C материала крупностью не более 2 мм.

При обогащении промежуточного продукта, состоящего из сфалерита и марказита с содержанием 30% Zn и 20% Fe, на классах крупности $-2+0,5$; $-0,5+0,25$; $-0,25+0,08$ мм на сепараторах Гуффа получали цинковый концентрат с содержанием до 56% Zn и до 4% Fe и проводниковую фракцию (колчеданный концентрат) с содержанием 5% Zn и 39% Fe при извлечении цинка в одноименный концентрат до 91%.

Полное исключение нарастания пылью электродов, создающих электростатическое поле сепаратора, достигается в двухбарабанных сепараторах (рис. 88, в). Причем один из барабанов играет роль зарядного электрода 3, на который подают сепарируемый материал, а второй 9 служит для образования электростатического поля и отклонения электропроводных частиц. Очистка вращающихся электродов достигается с помощью щеток 4.

Отклоняющий электрод двухбарабанного сепаратора выполняется из диэлектрика или покрывают пленкой бакелита. Образование заряда на поверхности этого электрода достигается размещением у его поверхности проводника — вспомогательного электрода 11, с помощью которого и наводится заряд на отклоняющем электроде 9.

Первоначально барабаны электростатических сепараторов были изолированы и на них подавался потенциал от источника (см. рис. 88, а, б). Впоследствии по условиям безопасности барабан стали заземлять так же, как и один из зажимов источника питания, а отклоняющий электрод подключали ко второму зажиму источника питания.

В некоторых случаях можно использовать более простые в конструктивном исполнении электростатические сепараторы, реализующие процесс сепарации на электроде-пластине, устанавливаемой под различным углом к линии горизонта. Транспортирование сепарируемого материала в этом случае осуществляется под действием силы тяжести и в некоторых случаях с использованием вибраций.

Схема электростатического сепаратора с вертикально расположенными электродами представлена на рис. 88,г. Сепаратор содержит бункер-питатель 2, обеспечивающий монослойную подачу материала на направляющие пластины 12, с которых материал подается на электрод 3. Отклонение частиц минерала-проводника, получивших заряд на электроде 3, достигается с помощью электродов 9. Частицы с повышенной проводимостью попадают в приемники 6 и образуют проводниковую фракцию, а частицы минерала-диэлектрика получают малый заряд, поляризуются у электрода 3, скользят по нему и попадают в приемник 7, образуя непроводниковую фракцию. Тонкодисперсные частицы вследствие адгезионного эффекта и явления поляризации закрепляются на электроде 3 и ухудшают процесс сепарации. Встряхивание электрода не приводит к его очистке, поэтому на пластинчатых электродах обогащают обеспыленный узкокласифицированный материал. Особенностью данного сепаратора следует считать использование в целях повышения производительности обеих плоскостей электрода 3.

При обогащении угольной мелочи крупностью $-3+0,2$ мм, зольностью 18%, при выходе летучих веществ 24—26% влажностью до 1% получали на сепараторах с вертикально расположенными электродами угольный концентрат зольностью 4% при выходе до 80% и хвосты зольностью до 50%, в которые выделялись сланец, известняк, песчаник, полевой шпат, пирит и минерализованный фюзен. Мелочь антрацита на данном сепараторе не обогащается.

В пластинчатом сепараторе частицы минерала-проводника контактируют с зарядным электродом, получают заряд и отталкиваются от него. При малом времени контакта, загрязнении электрода, стесненном движении частица-проводник может и не получить заряда, достаточного для выведения ее в проводниковую фракцию.

В пластинчатых электростатических сепараторах с наклонно расположенными электродами обеспечивается многократное контактирование частиц с электродом. На рис. 88,д приведена схема пластинчатого сепаратора с конусным зарядным электродом 3, на вершину которого поступает материал из загрузочного устройства 2. При движении по электроду 3 под действием силы тяжести частицы минерала-проводника контактируют с ним, получают заряд и, отталкиваясь от него, попадают в кольцевой зазор, образованный кольцевыми электродами 9, и, скатываясь по ним, образуют проводниковую фракцию. При движении по конусному электроду материал распределяется монослоем, частицы-проводники выводятся из процесса, и тем самым достигается повышение вероятности контакта минералов и проводников с электродом 3.

Аналогичный принцип сепарации реализуется с помощью наклонного лоткового щелевого электростатиче-

ского сепаратора (рис. 88, *е*). Зарядный электрод выполнен в виде лотка 3, на который подают из бункера-питателя 2 исходный материал. Проводниковая фракция выделяется через щели перфорированного электрода 9 и собирается с помощью пластины 5.

Результаты электростатической сепарации оловянной руды (Южная Родезия) на лотковом сепараторе приведены в табл. 37.

При электрической сепарации на барабанных и лотковых электростатических сепараторах с использованием различий в

Т а б л и ц а 37. Результаты электрической сепарации оловянной руды на лотковом сепараторе, %

Продукт	Класс $-0,5+0,1$ мм			Класс $-1,2+0,5$ мм		
	Выход	Содержание	Извлечение	Выход	Содержание	Извлечение
Исходная руда	41,8	19,9	51,2	46,3	16,1	45,3
Концентрат	11,5	70	49,8	9,6	75,9	43,9
Промпродукт	3,5	5,3	1,2	0,6	5	0,2
Хвосты	26,8	0,1	0,2	36,1	0,4	1,2

электропроводности компонентов получают за несколько операций кондиционные концентрат или хвосты. Упрощения схемы сепарации достигают при каскадном размещении однотипных элементов сепаратора, реализующих несколько перечистных или контрольных операций.

На рис. 89, *а* приведена схема барабанного промышленного сепаратора с однорядным расположением барабанов 6, на верхний из которых производится загрузка из бункера 1 валковым питателем 2. Барабаны заземлены, а противопоставленные электроды 5 подключены к источнику высокого напряжения, причем в основной сепарации на электроды 5 подается повышенное напряжение (15 кВ) по сравнению с перечистой операцией сепарации (8 кВ). Сбор неэлектропроводной фракции в каждом каскаде осуществляется пластинами 3, а питание второго и последующих каскадов производится питателями 4. Технологическая схема разделения материала на барабанном сепараторе приведена на рис. 89, *б*.

Схема каскадного пластинчатого сепаратора (конструкции А. П. Ковалева), содержащего 16 однотипных каскадов, представлена на рис. 89, *в*. Каждый из каскадов включает нижний гладкий пластинчатый электрод 1, жалюзийно-образный верхний электрод 2, выполненный из пластин 3. Электроды 1 и 2 устанавливают зигзагообразно так, что материал с верхнего каскада поступает на пластинчатый электрод нижнего. Частицы минерала-проводника, заряжаясь на гладком электроде, отскакивают от него, движутся по направлению к

электроду 2, по инерции проходит в зазор между пластинами 3 и собираются в приемники 4 проводниковой фракции.

Угол наклона пластинчатых электродов составляет около 50° . При обработке угольной мелочи расстояние между электродами устанавливают от 40 до 60 мм при напряженности от 4 до 7 кВ/см. При обогащении угольной мелочи марок ПЖ и

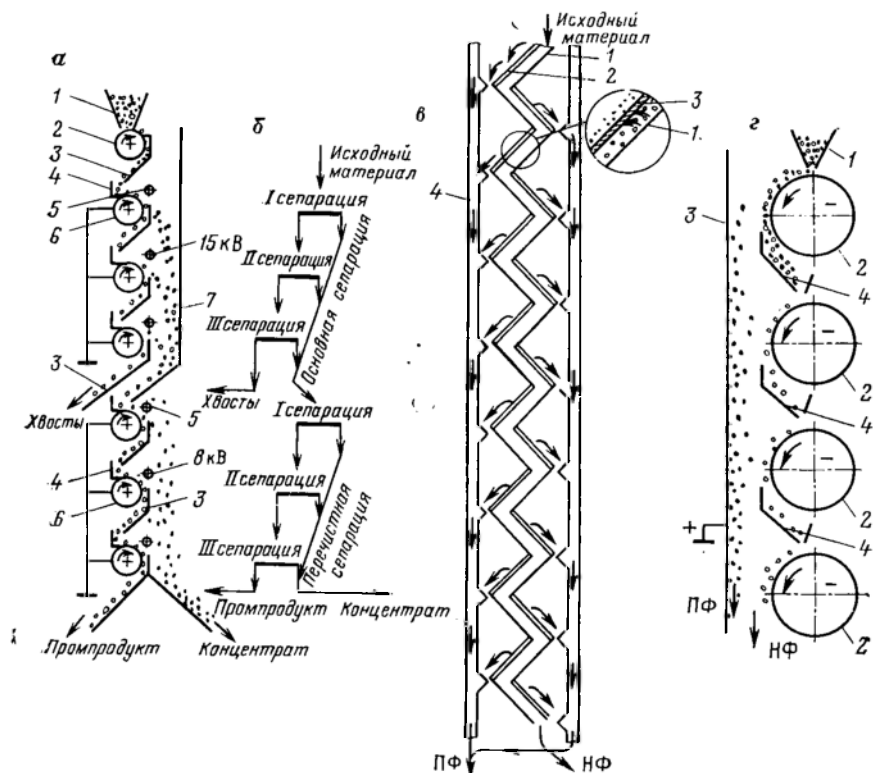


Рис. 89. Схемы каскадных электростатических сепараторов:

а — барабанный; б — технологическая схема разделения материала на барабанном электростатическом сепараторе; в — пластинчатый; г — барабанный с противопоставленным плоским электродом

К при зольности соответственно 9 и 16,9% получают концентраты с зольностью соответственно 4—5 и 14,5%. Выход концентрата при этом мал, а содержание золы в хвостах низкое. Отмечается сильное загрязнение электродов пылью.

Транспортирование материала в барабанных и пластинчатых сепараторах имеет ряд особенностей. Так, при транспортировании с помощью барабана материал по нему не перемещается. При движении по наклонной плоскости материал перекатывается по ней, и при этом возможно получение значительных зарядов из-за трения частиц друг о друга и о поверх-

ность электрода. Эти заряды могут ухудшать результаты электростатической сепарации.

Схема каскадного барабанного сепаратора с противопоставленным плоским электродом представлена на рис. 89, г. Каскады этого сепаратора образуются барабанами 2 и плоским электродом 3. Питание верхнего каскада ведется из бункера-питателя 1, а нижних — с помощью направляющих пластин 4.

При обогащении угольной мелочи зольностью 8%, крупностью $-1+0,1$ мм с влажностью до 1% на сепараторах этого типа с целью получения сырья для производства угольных электродов дуговых печей получали концентрат зольностью до 0,5—0,7%. Рабочее напряжение поддерживалось около 35 кВ.

Чисто электростатический метод обогащения применяют для обогащения многих полезных ископаемых, например, для доводки серебряных, цинковых, медных, графитовых концентратов, для обогащения железных, марганцевых, графитовых, свинцово-серебряно-цинковых, вермикулитовых, слюдяных, золотосодержащих руд. В настоящее время чисто электростатическая сепарация вытеснена другими более эффективными методами электрической сепарации (например, трибоэлектростатической, коронно-электростатической).

Для разделения минералов с низкой электрической проводимостью применяют трибоэлектростатическую сепарацию. Этот метод основан на использовании трибоэлектрического эффекта, т. е. способности минералов приобретать электрический заряд в процессе трения.

На результаты трибоэлектризации частиц оказывают влияние свойства разделяемых минералов, скорость и характер движения частиц по лотку, свойства поверхности, по которой движется материал, и, кроме того, наличие заземления или изоляции этой поверхности. Если поверхность (часть сепаратора — подложка, лоток), используемая для трибоэлектризации, изолирована от земли, то на ней скапливаются трибозаряды, нарушающие процесс трибозаряжения. Поэтому поверхности заземляются.

При использовании неэлектропроводных материалов для стекания трибозарядов над подложкой на некотором расстоянии устанавливают подогреваемую проволочную сетку для снятия избыточных зарядов. Процесс трибоэлектризации объясняется различиями в работах выхода электронов разделяемых минералов, а точнее, их поверхностных пленок. Селективная трибоэлектризация возможна при условии

$$A'_{\text{вых}} > A''_{\text{вых}} \text{ или } A'_{\text{вых}} > A''_{\text{вых}} > A^{\text{п}}_{\text{вых}},$$

где $A'_{\text{вых}}$, $A''_{\text{вых}}$, $A^{\text{п}}_{\text{вых}}$ — работа выхода электронов соответственно разделяемых минералов и поверхности сепаратора.

Для случаев, для которых выполняется правило Коэна, селективной электризации разделяемых минералов достигают при

следующих условиях:

$$\epsilon' > \epsilon'' \quad \text{или} \quad \epsilon' > \epsilon'' > \epsilon''',$$

где ϵ' , ϵ'' , ϵ''' — диэлектрические проницаемости соответственно разделяемых минералов и поверхности, о которую производится трибоэлектризация.

Обычно в качестве материалов для изготовления подложки или направляющих плоскостей, на которых производится трибозарядание частиц, используют медь, алюминий, различные марки стали, оцинкованное и луженое железо, стекло, текстолит, пластмассы и другие материалы. При прочих равных условиях предпочтение отдается электропроводным материалам. Если используется трибоэлектризация разделяемых частиц друг о друга, то материал лотка подбирают так, чтобы трибозаряды минералов о поверхности сепаратора, с которыми контактирует материал, были минимальны. При использовании трибозарядания частиц о подложку сепаратора ее изготавливают из такого материала, который мог бы обеспечить разноименные заряды разделяемым минералам.

Трибозарядами, получаемыми минералами, можно гибко управлять. Чл.-кор. АН СССР В. И. Ревнивцев на основе общей теории физики твердого тела выдвинул принцип использования дефектов кристаллической решетки минералов при деформационном, термическом, химическом, радиационном и других воздействиях на минеральное сырье, что позволяет увеличивать различия в свойствах разделяемых минералов.

Основными практическими способами направленного изменения свойств и повышения различий в трибозарядах разделяемых минералов являются термообработка, реагентная обработка, очистка поверхности от пленок. Нагрев минералов приводит к различному изменению как величины, так и знака зарядов разделяемых минералов. К аналогичным результатам может привести и нагрев поверхности лотка. Реагентная обработка в ряде случаев способствует селективной трибоэлектризации. Например, обработка парами фтористоводородной кислоты смеси кварца и полевого шпата позволяет заряжать кварц отрицательно, а полевого шпат положительно на алюминиевой пластинке. Компоненты сподуменовой руды при тех же условиях электризуются: сподумен — положительно, а альбит, микроклин и кварц — отрицательно.

Одним из факторов, препятствующих применению трибоэлектростатической сепарации, является нивелировка свойств разделяемых минералов вследствие закрепления на их поверхности тонкодисперсных частиц и образования однородных пленок. Так, например, кварцевые пески, содержащие от 9 до 24% полевого шпата, трибоэлектростатическим методом не обогащаются из-за однородных пленок, образовавшихся при воздействии на них грунтовых минерализованных вод. Эффективным средством в этом случае является предварительная

очистка поверхности оттиркой или химическим растворением пленок.

Трибозаряджение о подложку может произойти при скатывании частицы под действием силы тяжести при вибро- и пневмотранспортировании. Увеличение скорости транспортирования материала приводит к увеличению числа контактов движущихся частиц и увеличению силы соударений с элементами сепара-

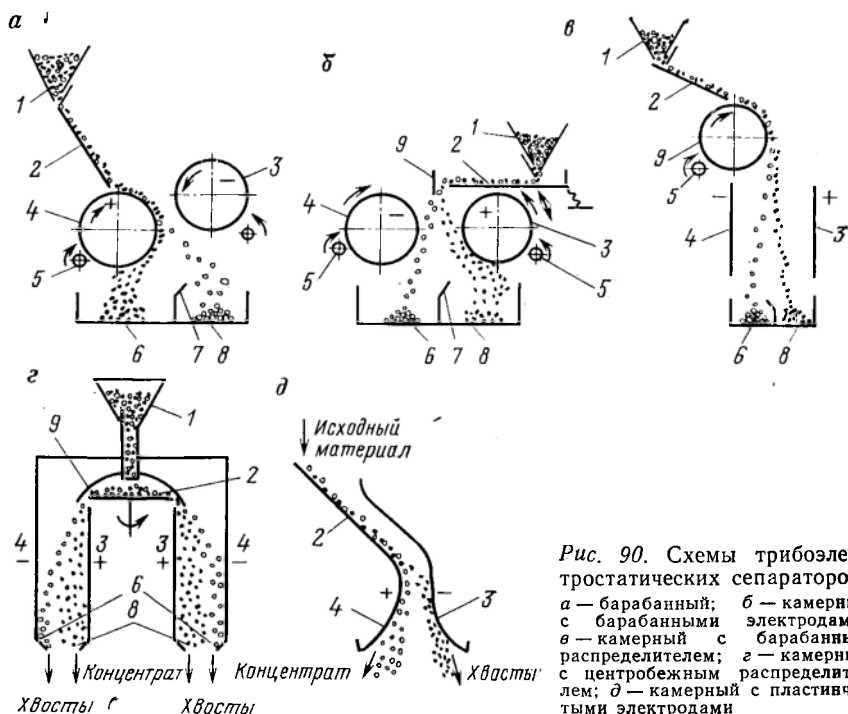


Рис. 90. Схемы трибоэлектростатических сепараторов: а — барабанный; б — камерный с барабанными электродами; в — камерный с барабанным распределителем; г — камерный с центробежным распределителем; д — камерный с пластинчатыми электродами

ратора (трубкой), приводящей к увеличению соприкасающихся поверхностей. Поэтому заряды, получаемые частицами, при применении пневмотранспортирования на один-два порядка больше, чем при скатывании частиц по наклонной плоскости.

Одной из главных отличительных особенностей трибоэлектростатической сепарации от собственно электростатической является разделение во времени и пространстве операций сообщения заряда и разделения смеси.

Для реализации процесса трибоэлектростатической сепарации применяют барабанные и камерные сепараторы.

Трибоэлектростатический барабанный сепаратор (рис. 90, а) содержит бункер-питатель 1, наклонную пластину 2, вращающиеся электроды 3 и 4, приемники продуктов разделения 6 и 8, регулировочный шибер 7 и щетки 5 для очистки барабанов электродов 3 и 4. Селективный трибо-

заряд частицы получают при трении о пластину 2. При попадании материала на электрод 4, подсоединенный к одному из зажимов источника постоянного напряжения, частицы, получившие заряд того же знака, что и электрод 4, оттолкнутся от него и будут отклоняться к электроду 3, а частицы, имеющие заряд противоположного знака, будут удерживаться на электроде 4. Удаление этих частиц будет осуществляться под действием силы гравитации и механического усилия щетки 5. В этом сепараторе операции трибозаряжения и разделения разделены, но процесс сепарации осложнен зарядом-разрядом

Т а б л и ц а 38. Результаты трибоэлектрической сепарации некоторых продуктов

Исходный материал, продукты разделения	Ценный компонент	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Серная смесь: концентрат промпродукт хвосты	Сера	100	55,8	100
		25	94,5	43,8
		30	55,4	41
		45	13,7	15,2
Кианит-циркониевые пески (после обработки бензойной кислотой): кианитовый продукт циркониевый продукт хвосты	Кианит	—	96	84
	Циркон	—	81	66
	Кианит	—	55	13

частиц на электроде 4, силами сцепления с барабаном, центробежной силой, различно действующей и изменяющейся по величине силой тяжести и вследствие неоднородности электростатического поля электростатической силой.

Сепаратор камерного типа (рис. 90, б) состоит из бункера 1, зарядного вибротолка 2, направляющей пластины 9 и барабанных электродов 3 и 4, не имеющими прямого контакта с материалом, что позволяет исключить влияние на сепарацию контактного взаимодействия частиц и барабанов.

Камерный сепаратор с барабанным распределителем (рис. 90, в) содержит питатель 1, наклонно установленную зарядную пластину 2, распределительный барабан 9 и пластинчатые электроды 3 и 4, которые образуют камеру сепаратора, продукты разделения попадают в приемники 6 и 8, и их соотношение регулируется шибером. Распределительный барабан несколько стабилизирует траекторию движения частиц.

В камерном сепараторе с центробежным распределителем (рис. 90, г) распределение тонкодисперсного материала, его дезинтеграция и трибозаряжение осуществляются с помощью вращающегося диска 2, а задание траек-

тории движения частиц в кольцевой камере сепаратора, образованной концентрично расположенными трубчатыми электродами 3 и 4, осуществляется сферическим колпаком 9. Продукты разделения выводятся в кольцевые щели приемников 6, 8.

Основным элементом камерных трибоэлектростатических сепараторов с пластинчатыми электродами (рис. 90, д) являются вынесенная плоскость 2 с подобранными свойствами, с вибрацией или без таковой и разделительная камера, образованная электродами 3 и 4 специального профиля. Такой элемент (узел) является базовым в сепараторах конструкций ВДГМК, ИГД и ГИГХСа.

Результаты трибоэлектрического обогащения некоторых продуктов приведены в табл. 38.

§ 42. ДИЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ

Диэлектрическая сепарация полезных ископаемых основана на различии в диэлектрической проницаемости разделяемых минералов. Это единственный из методов электрической сепарации, не требующий сообщения заряда частицам (заряд наводится вследствие поляризации диэлектрика) и осуществляемый, как правило, в среде жидкого диэлектрика в сильно неоднородных электрических полях. Частицы с диэлектрической проницаемостью больше диэлектрической проницаемости среды вытягиваются в области наибольшей напряженности поля, а с меньшей — выталкиваются в направлении более слабых участков поля.

Процесс диэлектрической сепарации идет под воздействием пондеромоторной силы. Расчет пондеромоторной силы, действующей на частицы разделяемых минералов, возможен только при определенных допущениях и упрощениях. В неоднородных полях при небольших неоднородностях поля частица ведет себя как диполь с моментом

$$\vec{P} = 4\pi\epsilon_0\epsilon_c (\epsilon_c - \epsilon_c) r^3 \vec{E} / (\epsilon_c + 2\epsilon_c), \quad (18)$$

где ϵ_c , ϵ_c — диэлектрические проницаемости соответственно среды и частицы; r — радиус частицы; E — напряженность внешнего поля в точке, соответствующей центру частицы.

Пондеромоторная сила, действующая на частицу-диэлектрик, определяется по формуле

$$\vec{F}_n = 4\pi\epsilon_0\epsilon_c (\epsilon_c - \epsilon_c) r^3 \text{grad} |\vec{E}| / (\epsilon_c + 3\epsilon_c). \quad (19)$$

Видно, что при любом соотношении диэлектрических проницаемостей среды и частицы величина пондеромоторной силы в однородном поле ($\text{grad} |E| = 0$) равна нулю, т. е. диэлектрическую сепарацию можно осуществить только в неоднородных полях.

Для разделения двух диэлектриков в диэлектрическом сепараторе необходимо, чтобы диэлектрические проницаемости разделяемых частиц $\epsilon'_ч$ и $\epsilon''_ч$ соотносились с диэлектрической проницаемостью среды, т. е. $\epsilon'_ч > \epsilon_c > \epsilon''_ч$.

Если $\epsilon_c > \epsilon'_ч$, то F_n положительна и частица втягивается в участки поля с большей напряженностью. Если $\epsilon_c < \epsilon''_ч$, то F_n отрицательна и частица выталкивается в участки поля с меньшей напряженностью.

Более труден для разделения случай, когда $\epsilon''_ч > \epsilon_c$, $\epsilon'_ч > \epsilon_c$ при $\epsilon'_ч > \epsilon''_ч$. Пондеромоторная сила при этом отрицательная, и обе разделяемые частицы выталкиваются в участки поля с пониженной напряженностью, но с различной силой.

Радиус частицы входит в формулы (18), (19) в третьей степени, что требует для процесса очень узкой шкалы классификации материала. Учитывая, что используемые пондеромоторные силы меньше сил электростатического поля примерно на порядок, процесс применим для тонкодисперсных частиц (меньше 0,5 мкм).

Принимая во внимание, что направление действия пондеромоторной силы не зависит от смены полярности и что время поляризации не превышает 10^{-15} — 10^{-2} с, возможно осуществление процесса диэлектрической сепарации в постоянных и переменных электрических полях.

При сепарации минералов-диэлектриков вид поля не оказывает существенного значения. При разделении диэлектриков и проводников или полупроводников, обладающих некоторой проводимостью за счет свободных носителей тока, происходит их электризация и разделение идет под действием пондеромоторной и электростатической сил. Но так как электростатическая сила значительно превышает пондеромоторную силу, то процесс разделения по диэлектрическим проницаемостям нарушается.

Принимая во внимание, что процессы поляризации и электризации определяются различными свойствами и имеют существенно различные постоянные времени, сепарация в переменном поле позволяет исключить влияние проводимости разделяемых минералов. Обычно для создания переменного поля используют источники переменного напряжения промышленной частоты (50 Гц), которые обеспечивают напряженность поля 0,5—1,5 кВ/см.

Величина и направление действия пондеромоторной силы на минерал определяются соотношением диэлектрических проницаемостей среды и минерала. Для каждого конкретного случая разделения двух минералов требуется жидкость с заданной диэлектрической проницаемостью. Приготовление жидкости ведется путем смешивания двух жидкостей, имеющих низкое и высокое значение диэлектрической проницаемости. Диэлектрическая проницаемость смеси ϵ_c определяется

из выражения

$$\varepsilon_c = (\varepsilon_c^1 V_1 + \varepsilon_c^2 V_2) / (V_1 + V_2),$$

где ε_c^1 ; ε_c^2 — диэлектрические проницаемости смешиваемых диэлектриков; V_1 ; V_2 — объемы смешиваемых диэлектриков.

Пары жидких диэлектриков, которые могут использоваться при диэлектрической сепарации, приведены в табл. 39.

Т а б л и ц а 39. Рекомендуемые пары жидких диэлектриков для использования в диэлектрической сепарации

Первый диэлектрик	Диэлектрическая проницаемость	Второй диэлектрик	Диэлектрическая проницаемость
Керосин	2—2,1	Нитробензол	35,8
Бензол	2,3	»	35,8
Гексан	1,9	Ацетон	21,5—23,1
Бензол	2,3	Фурфурол	42
Толуол	2,3—2,4	Нитротолуол	27,4
Четыреххлористый углерод	2,2	Метиловый спирт	31,2—35,4

Использование жидкого диэлектрика, малые значения пондеромоторных сил, жесткие требования к гранулометрическому составу и шкале классификации препятствуют широкому распространению диэлектрической сепарации в промышленности.

Диэлектрические сепараторы. В 1924 г. Х. С. Хетфильд (США) предложил первый диэлектрический сепаратор (рис. 91, а). Сепаратор содержит бункер-питатель 1, ванну сепаратора 4, заполненную жидким диэлектриком с вставленными в нее остроконечными электродами 2, 3, подключаемыми к разноименным клеммам источника высокого напряжения. Для накопления продуктов обогащения служат приемники продуктов разделения 6 и 7.

Ванну сепаратора 2 заполняют жидким диэлектриком с диэлектрической проницаемостью согласно условию $\varepsilon'_m > \varepsilon_c > \varepsilon''_m$. Здесь ε_c , ε'_m , ε''_m — диэлектрическая проницаемость соответственно среды, первого и второго минералов.

Обогащаемую смесь подают из бункера 1 в зазор между остроконечными электродами. Диэлектрики, имеющие большую диэлектрическую проницаемость, чем среда, притягиваются к выступам остроконечных электродов и остаются на них. Минералы же, имеющие меньшую, чем среда, диэлектрическую проницаемость, попадают в приемник 7. Электроды постепенно зарастают минералом с диэлектрической проницаемостью ε'_m , и процесс сепарации прекращают. Закрывают шибером 5 приемник 7 и снимают с электродов напряжение, при этом минералы с остроконечных электродов осаждаются в приемник 6. После окончания сепарации продукты разделения выгружают,

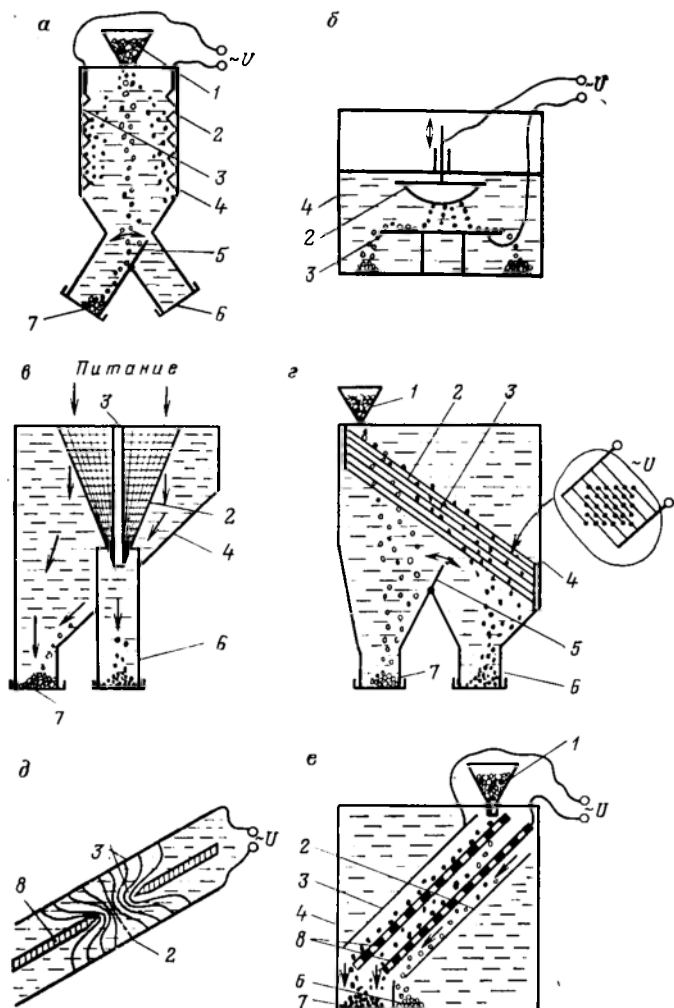


Рис. 91. Схемы диэлектрических сепараторов:

а — сепаратор Хетфильда; *б* — сепаратор ДСК; *в* — с коническим электродом; *г* — с наклонными параллельными электродами; *д* — щелевой; *е* — с перфорированными разделяющими плоскостями: 1 — бункер-питатель; 2, 3 — электроды; 4 — ванна (кювета) сепаратора; 5 — шибер; 5, 7 — приемники продуктов разделения; 8 — перфорированная поверхность из диэлектрика (сито)

открывая крышки приемников продуктов разделения. Сепаратор имеет дискретный режим работы.

Диэлектрический лабораторный сепаратор типа ДСК (рис. 91, б) разработан в СССР для получения мономинеральных фракций при поисковых работах. Рабочая камера сепаратора содержит кювету 4, заполняемую жидким диэлектриком и с размещаемыми в ее объеме сферическим 2 и плоским 3

электродами. Электроды подключают к источнику переменного напряжения 0—3 кВ. Для исключения пробоя между электродами при сепарации проводящих минералов сферический электрод изолируют пленкой целлофана или другого диэлектрика. Сферический электрод 2 может опускаться при помощи микрометрического винта.

Разделяемый минерал массой 1 г помещается на плоский электрод и вместе с ним опускается в кювету 4. Сверху устанавливают сферический электрод. При подаче напряжения на электроды в межэлектродном зазоре устанавливается неоднородное электрическое поле. Частицы с $\epsilon'_m > \epsilon_c$ смещаются к центру электродной пары и образуют между ними цепочки, а частицы с $\epsilon''_m < \epsilon_c$ смещаются к периферии плоского электрода 3 и падают с него. Для улучшения процесса сепарации изменяют расстояние между электродами и увеличивают рабочее напряжение. По окончании сепарации извлекают продукты разделения.

Известна конструкция диэлектрического сепаратора с подвижным латунным электродом, выполненным в виде конвейера и ряда сферических электродов, установленных над ним, служащих для перемешивания концентрата. При доводке танталито-турмалино-гранатового концентрата крупностью —0,3 мм, выделенного магнитной сепарацией и содержащего 25—28% танталита, получен танталитовый концентрат с содержанием 63,3% танталита при извлечении 97,47%.

Непрерывный процесс диэлектрической сепарации на неподвижных (статичных) электродах может быть организован в щелевом сепараторе, объем которого разделен вертикальными пластинами с смонтированными в них электродами на ряд щелей. Неоднородность электрического поля создается поперек движения свободно падающих в жидком диэлектрике частиц. Частицы при этом могут втягиваться в участки поля с большей напряженностью, т. е. к вертикально расположенному электроду, вблизи которого напряженность поля выше, и осаждаются вблизи него в отдельный приемник. Диэлектрики с $\epsilon''_m < \epsilon_c$ выталкиваются в межэлектродное пространство, где напряженность поля меньше, и осаждаются в отдельный приемник. Для увеличения неоднородности электрического поля электроды следует располагать возможно ближе друг к другу, но при этом возрастает взаимозагрязнение продуктов.

Лучшие результаты при непрерывном выводе продуктов разделения получают в диэлектрическом сепараторе с коническим электродом (рис. 91, в). Сепаратор включает ванну 4, заполненную жидким диэлектриком с помещенными в нее коническим 2 и цилиндрическим 3 электродами. Загрузка сепарируемого материала осуществляется кольцевым питателем. Проволочный каркас конического электрода покрывается слоем диэлектрика, и это способствует увеличению лондеромоторной силы, действующей на частицу у проволоки.

При необходимости введения перечистных операций конические электроды устанавливают по числу перечисток концентрично относительно друг друга и на расстоянии 6 мм. Конический электрод изготовляют из проволоки диаметром 0,3—0,4 мм при частоте установки колец пять штук на сантиметр и четыре проволоки на сантиметр по образующей конуса. У основания конического электрода для поддержания более равномерной сетки закрепляют дополнительные отрезки проволоки.

Частицы сепарируемой смеси с $\epsilon'_m < \epsilon_c$ движутся к вершине конуса и разгружаются в приемник 6, а частицы с $\epsilon''_m < \epsilon_c$ проходят через сетчатый конус-электрод, не изменяя траектории, и поступают в приемник 7. Введение нескольких сепарирующих конусов (высота внутреннего конуса 20 см и внешнего 40 см) позволяет достичь хорошего качества разделения при производительности до 200 кг/ч. С одним сепарирующим конусом при производительности 15 кг/ч хорошо разделяются минералы с близкими диэлектрическими проницаемостями, такие, как апатит — кальцит, нефелин — полевой шпат. Получают апатитовый концентрат с содержанием апатита 95,7% при извлечении 93,1% и нефелиновый концентрат с содержанием нефелина 97,3% при извлечении 95,3%.

Диэлектрический сепаратор с наклонными параллельными электродами (рис. 91, г) по принципу действия аналогичен предыдущему. Электроды 2 и 3 помещены в ванну 4 с жидким диэлектриком. Неоднородное электрическое поле создается слоями проволок с чередующейся полярностью. Веер продуктов разделения значительно расширен. Увеличения неоднородности электрического поля можно достичь укреплением на наклонной проволоке поперечных коротких проволок. Для изготовления электродов применяют медную проволоку диаметром 0,3 мм при расстоянии между электродами 3 мм и числе слоев проволок 15—20. Угол наклона составляет около 40°.

Ю. К. Попялковский предложил щелевой сепаратор (рис. 91, д). Узкое щелевое отверстие изготовлено из диэлектрика (оргстекло с диэлектрической проницаемостью $\epsilon = 4$ —4,2 и электропроводностью 10^{-12} См). В качестве среды используют смесь керосина со спиртом электропроводностью 10^{-10} См.

Свойства жидкости регулируют соотношением компонентов. Соотношение проводимостей приводит к усилению поля у щели, возрастанию градиента, и при подаче материала в щель будут втягиваться частицы минерала, для которых $\epsilon'_m > \epsilon_c$, а частицы с $\epsilon''_m < \epsilon_c$ не будут проходить через нее.

Сепаратор с перфорированными разделяющими плоскостями представлен на рис. 91, е. Перфорированные плоскости 8, расположенные между электродами 2 и 3, установлены наклонно в ванне сепаратора с жидким диэлектриком, который имеет электропроводность на два порядка выше, чем перфорированная плоскость.

Установка двух перфорированных плоскостей позволяет осуществлять на сепараторе перечистную операцию. К достоинствам сепаратора следует отнести возможность сепарации фракций различной крупности и большую надежность рабочего элемента перфорированной плоскости.

При сепарации в воздушной среде ponderomotorная сила, действующая на частицы, для всех минералов положительна, но имеет различную величину. При высоких напряжениях между электродами воздух ионизируется и его диэлектрические свойства ухудшаются.

В результате ионизации воздуха разделяемым частицам сообщаются заряды. На частицу будет действовать результирующая сила

$$\vec{F} = q\vec{E} + P \operatorname{grad} |\vec{E}|,$$

где q — заряд частицы; P — момент диполя.

Питание переменным током ослабляет действие заряда на процесс разделения, однако полностью его не устраняет.

Для сепарации в воздушной среде можно использовать сепаратор с наклонными параллельными электродами (см. рис. 91, *з*). При этом требуется увеличить удерживающую ponderomotorную силу, что достигается уменьшением расстояния между электродами до 1,5—2 мм и более тщательной изоляцией электродов путем нанесения лака или эмали.

Удовлетворительных результатов сепарации достигают при одной или двух перечистках. Например, из смеси сидерит-кварц крупностью $-0,26 + 0,16$ мм и содержанием сидерита 22,5% выделяют концентрат с содержанием сидерита 72% при извлечении 91,5%.

Диэлектрический сепаратор с рассеивающим полем (рис. 92, *а*) состоит из конвейера 1, лента которого выполнена из диэлектрика, двух рассеивающих электродов 2, 3, один из которых размещен под верхней ветвью конвейера, а второй над слоем материала, движущегося по ленте. Электроды 2, 3 выполнены из диэлектрика (оргстекло) с смонтированными в канавки проводниками 4, подключаемыми к источнику высокого напряжения.

Сепарируемая смесь поступает в рассеивающее поле электродов 2, 3, и минералы, имеющие большую диэлектрическую проницаемость и проводимость, перемещаются к периферической части ленты и стряхиваются с нее, а с меньшей — разгружаются на сходе с конвейера и образуют второй продукт. На данном сепараторе хорошо отделяются проводники от диэлектриков. Например, при сепарации сфалеритовой руды, содержащей 13,3% сфалерита, получают концентрат с содержанием сфалерита 73,5% при извлечении 84,9%.

Несколько большие возможности обеспечиваются сепаратором с вращающимся электрическим полем

(рис. 92, б). Вращение электрического поля достигнуто размещением нижнего 3 и боковых электродов 2 под некоторым углом друг к другу и подачей на вмонтированные в диэлектрик проводники 4 переменного напряжения от высоковольтного (10—13 кВ) трехфазного трансформатора. Транспортирование материала осуществляется конвейером 1. Минералы с большей диэлектрической проницаемостью под действием бегущего поля приподнимаются, перелетают через боковые электроды и обра-

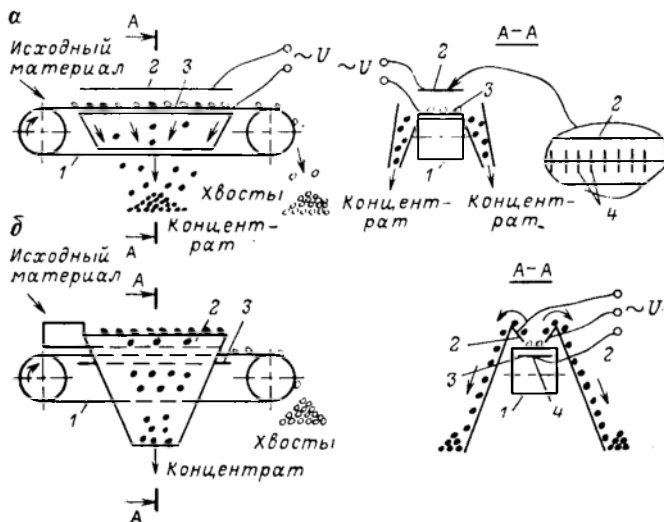


Рис. 92. Схемы диэлектрических сепараторов для воздушной сепарации: а — с рассеивающим полем; б — с вращающимся электрическим полем

зуют продукт I, а минералы с пониженной диэлектрической проницаемостью разгружаются на споре с конвейера и образуют продукт II. На таком сепараторе хорошо отделяются проводники (халькопирит, пирит) и полупроводники (сидерит, лимонит) от диэлектриков (кварц, кальцит, флюорит). Проводники от полупроводников отделяются хуже.

§ 43. СЕПАРАЦИЯ В ПОЛЕ КОРОННОГО РАЗРЯДА

Коронный способ электрической сепарации применяется для обеспыливания, классификации и обогащения полезных ископаемых и различных продуктов. Общим для процессов данной группы является использование поля коронного разряда для сообщения заряда разделяемым компонентам и выделение их в разноименные продукты.

В качестве основных различий разделяемых компонентов при коронной сепарации используются размер частиц, их фор-

ма, электропроводимость, плотность, диэлектрическая проницаемость.

Коронные сепараторы бывают пластинчатые, ленточные, барабанные и камерные.

Наибольшее распространение получили коронные камерные сепараторы.

Траектории движения частиц в трубчатом коронном камерном сепараторе диаметром $D=2R$ и высотой l приведены на

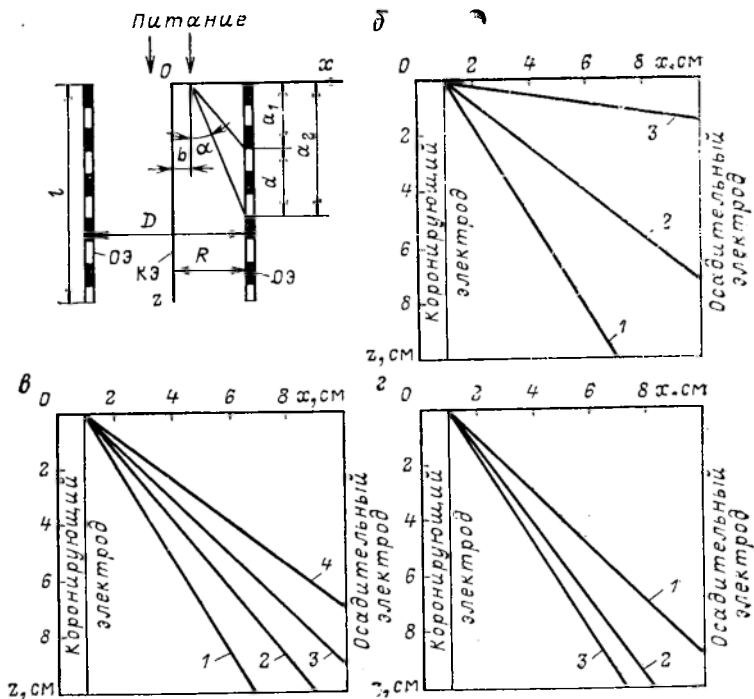


Рис. 93. Траектории движения частиц в коронных камерных сепараторах:

a — в трубчатом сепараторе; $б$ — влияние радиуса частиц (1—3 соответственно при r , равном 0,1; 0,05 и 0,01 мм) на траекторию при $\epsilon=8$, $\rho=4,5$ т/м³; $в$ — влияние диэлектрической проницаемости (1—4 — соответственно при ϵ , равном 2; 4; 8; ∞) на траекторию при $r=0,1$ мм, $\rho=2,6$ т/м³; $г$ — влияние плотности (1—3 — соответственно при ρ , равном 2,6; 4,5 и 6 т/м³) на траекторию при $r=0,1$ мм и $\epsilon=\infty$

рис. 93, a . Соосно с трубчатым перфорированным осадительным электродом (ОЭ) размещена тонкая проволока, играющая роль коронирующего электрода КЭ. Подачу материала на сепарацию в камерные сепараторы производят с минимальной скоростью. Материал подают в виде кольца радиусом b , расположенного соосно с коронирующим электродом.

Для расчета траектории движения частиц обозначим оси: Oz — совпадает с осью коронирующего электрода, Ox — перпендикулярна к коронирующему электроду в точке 0. Примем до-

пушения: материал поступает в камеру с нулевой начальной скоростью; движение материала в камере определяется законом свободного падения в вакууме; силой электрического ветра пренебрегаем.

Считаем, что основными силами, определяющими процесс разделения, являются электростатическая и сила тяжести.

Точка нахождения частицы при ее свободном падении для любого момента времени t определяется по выражению

$$z = gt^2/2.$$

Движение частицы по оси x под действием электростатической силы определяется по формуле

$$md^2x/dt^2 = F_z = QE.$$

Заряд частиц определяется тепловым и направленным движением ионов. При тепловой зарядке заряды пропорциональны радиусу частиц, при направленном движении ионов — квадрату радиуса частиц. Для малых частиц (меньше одного микрона) заряд обусловлен исключительно тепловым движением ионов. Для больших частиц тепловой зарядкой пренебрегают и заряд частицы определяют по формуле Потенье (10). Принимая $\pi nek = \beta$ заряд Q_t частицы будет

$$Q_t = \left(1 + 2 \frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon + 2}\right) Er^2 \frac{\beta t}{1 + \beta t},$$

тогда

$$m \frac{d^2x}{dt^2} = Q_t E = \left(1 + 2 \frac{\varepsilon - 1}{\varepsilon + 2}\right) E^2 r^2 \frac{\beta t}{1 + \beta t}.$$

При $t=0$, $dx/dt=0$ и $x=b$ решение уравнения движения по оси x дает

$$x = b + \frac{[1 + 2(\varepsilon - 1)/(\varepsilon + 2)] E^2 r^2}{2m} \left[t^2 + \frac{t}{\beta} - \left(\frac{t}{\beta} - \frac{t}{\beta^2} \right) \ln(1 + \beta t) \right]. \quad (20)$$

Для шарообразной частицы $m = \rho V = 4\pi r^3 \rho / 3$. Подставляя значение массы в уравнение (20), получим

$$x = b + \frac{3[1 + 2(\varepsilon - 1)/(\varepsilon + 2)] E^2}{8\pi r \rho} \left[t^2 + \frac{t}{\beta} - \left(\frac{t}{\beta} - \frac{t}{\beta^2} \right) \ln(1 + \beta t) \right].$$

Уравнения движения по осям x и z представляют собой параметрические уравнения движения частицы, позволяющие определять точку ее нахождения в любой момент времени. Траектория движения частиц в трубчатом сепараторе может быть представлена в виде прямой линии. За время $t=0,01$ с частица получает почти максимальный заряд

$$Q_{\max} = [1 + 2(\varepsilon - 1)/(\varepsilon + 2)] E^2 r^2$$

и движется по направлению к осадительному электроду под действием предельной для данных условий и постоянной силы F_a .

Крутизна движения частицы определяется как угловой коэффициент

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{3}{8} \frac{[1 + 2(\epsilon - 1)/(\epsilon + 2)] E^2}{490\pi r\rho}.$$

Выражение, связывающее физические свойства частиц, получило название фактора разделения

$$\kappa = \frac{1 + 2(\epsilon - 1)/(\epsilon + 2)}{r\rho}. \quad (21)$$

Разделение в камерном сепараторе двух частиц идет лучше, если веер их расхождения больше, т. е. чем больше отношение κ_1/κ_2 .

Пользуясь параметрическими уравнениями, можно определить расстояние a_i от оси x до точки касания частицей осадительного электрода

$$a_i = \frac{8}{3} \frac{490\pi(R - b)}{E^2 \kappa}.$$

Расстояние d между точками касания частиц осадительного электрода определяется из выражения

$$d = a_2 - a_1 = 1,302 \cdot 10^3 \frac{\pi(R - b)}{E^2} \left(\frac{1}{\kappa_2} - \frac{1}{\kappa_1} \right), \quad (22)$$

где a_1, a_2 — расстояние от точки ввода частиц в сепаратор до точек контакта соответственно первой и второй частицы с осадительным электродом.

Из уравнения (22) следует, что увеличение диаметра осадительного электрода трубчатого сепаратора приводит к увеличению веера расхождения частиц.

Анализ выражения (21) для определения фактора разделения показывает на возможность разделения частиц не только по крупности, но также и по плотности. Влияние диэлектрической проницаемости, радиуса частиц и плотности на траекторию движения частиц при $D=0,2$ м и $E=150$ кВ/м можно видеть из рис. 93, б—г. Для частицы проводника $\epsilon_n \rightarrow \infty$ и хорошего диэлектрика $\epsilon_d=10$ имеем максимальные заряды:

$$Q_{\max n} = 3Er^2; \quad (23)$$

$$Q_{\max d} = 2,5Er^2. \quad (24)$$

Эти выражения лишь качественно описывают процесс заряда в поле короны, так как на заряд влияют температура и влажность воздуха, форма частиц и другие факторы. Тем не менее из выражений (23), (24) для максимальных зарядов диэлектрика и проводника видно, что разделить их без пред-

варительного селективного разряда трудно. Формулы (23), (24) показывают, что заряд частицы пропорционален площади сечения частицы, что возможно использовать в процессах классификации. Для сепарации по проводимости требуется обеспечить контакт разделяемых минералов с электродом, при этом материал следует узко классифицировать. Сепарация же по круп-

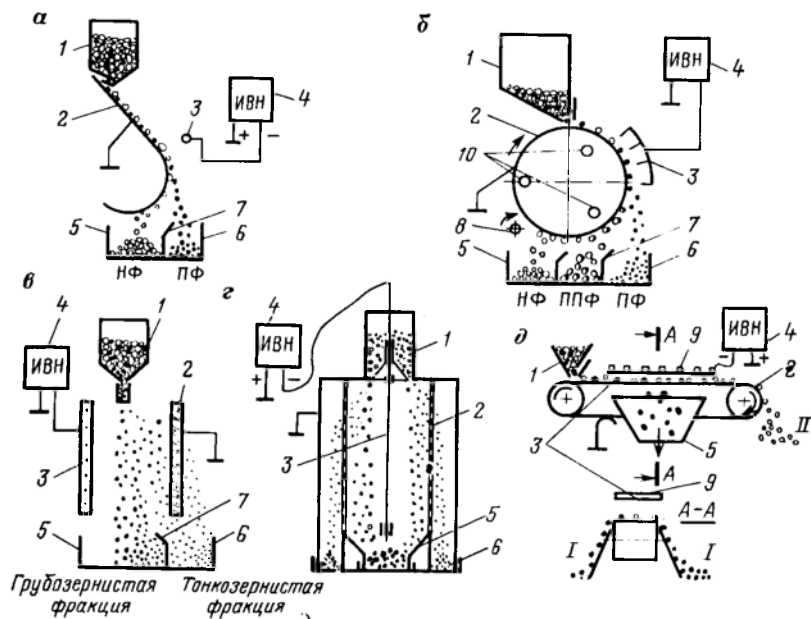


Рис. 94. Схемы коронных сепараторов:

а — пластинчатый; б — барабанный; в — камерный; г — трубчатый; д — ленточный; 1 — бункер; 2, 3 — соответственно осадительный и коронирующий электроды; 4 — источник высокого напряжения; 5, 6 — приемники продуктов разделения; 7 — шибер; 8 — щетка; 9 — пластина; 10 — электронагреватель

ности идет без контакта с электродом, и проводимость частицы при этом сказывается слабо.

При сепарации на пластинчатом и барабанном сепараторах на частицу действуют те же силы и идут однотипные процессы, что и при собственно электростатическом способе сепарации с предварительной зарядкой частиц. Некоторое ухудшение процесса может наблюдаться из-за отсутствия электростатической части в сепараторе. Поэтому современные сепараторы для сепарации по проводимости содержат в себе элементы, позволяющие осуществить коронную, электростатическую и коронно-электростатическую сепарацию.

Наиболее простым в конструктивном отношении является пластинчатый коронный сепаратор (рис. 94, а). Сепаратор содержит бункер-питатель 1, формирующий моно-

слойную подачу материала на осадительный электрод 2, выполненный в виде профилированной наклонной плоскости, коронирующий электрод 3, установленный над средней частью осадительного электрода, приемников продуктов разделения 5 и 6, делительного шибера 7. Осадительный электрод заземлен, а коронирующий соединен с минусовым зажимом источника высокого напряжения 4. Из-за значительных сил, действующих на частицы, пластинчатый сепаратор применяют для зернистых материалов. При этом разделение минералов можно вести по проводимости и по плотности. Так, например, пластинчатые сепараторы используют для очистки зерна от примесей, изъеденных зерен. При этом легкие частицы попадают в приемник 5, а тяжелые зерна мало изменяют свою траекторию и попадают в приемник 6.

Более широкое применение нашел барабанный коронный электрический сепаратор (рис. 94, б). Основным отличием барабанного сепаратора от пластинчатого является транспортирование разделяемых компонентов с одинаковой скоростью, что исключает торможение одних частиц другими и способствует организованному выводу продуктов разделения в отдельные приемники. Транспортирование материала, поступающего из бункера 1, осуществляется вращающимся барабаном-электродом 2, у которого установлен коронирующий электрод 3. Так как отрицательная корона более устойчива и обеспечивает лучшие технологические показатели, то электрод 3 присоединяют к отрицательному электроду источника высокого напряжения 4. Непроводниковая фракция удерживается на барабане, и для ее отделения от барабана применяют щетку 8.

При коронной сепарации по проводимости определяющим является процесс разряда, скорость которого зависит от сопротивления в точке контакта. Влажность нивелирует свойства разделяемых минералов, и для исключения этого явления барабан сепаратора необходимо подогревать с помощью теплоэлектронагревателей 10.

Электрообеспыливание и электроклассификация дисперсных материалов проводятся с использованием коронных камерных сепараторов (рис. 94, в). Сепарируемую смесь подают в сепаратор питателем 1, формирующим поток материала заданной ширины и толщины, с низкой начальной скоростью. Камера сепаратора образуется коронирующим 3 и осадительным 2 электродами, выполненными в виде рамок. В рамке коронирующего электрода монтируется ряд проволок небольшого диаметра или трубок со вставленными в них лезвиями. В рамке осадительного электрода устанавливают наклонно проводящие пластины (жалюзи). В результате разделения по крупности получают два продукта: грубозернистый продукт, выделяемый в приемник 5, и тонкозернистый. Как и в барабанных коронных сепараторах, коронирующий электрод

подсоединяют к отрицательному электроду источника питания, а осадительный электрод заземляют.

Трубчатый коронный сепаратор, применяемый для классификации по крупности, позволяет полностью использовать генерируемые коронирующим электродом 3 ионы, образующие упорядоченное электрическое поле, поддающееся расчетам (рис. 94, *г*). Особенностью сепаратора является подача материала через кольцевую щель, расположенную concentрично по отношению к осадительному электроду. Все камерные классификаторы позволяют выделять несколько узких фракций. Например, верхняя часть сепаратора используется для обеспыливания — выделения самых тонких фракций. Трубчатые коронные сепараторы нашли широкое применение для сухой классификации различных продуктов.

Среди коронных сепараторов особое место занимает ленточный сепаратор (рис. 94, *д*). Исходная руда поступает из питателя 1 на конвейер 2 , лента которого выполнена из проводящего материала. Над конвейером закреплена пластина 9 с смонтированным в нее электродом 3 . Частицы-диэлектрики, получая заряд, который удерживается на них длительное время, притягиваются к электроду 2 и попадают в продукт II . Частицы-проводники одновременно заряжаются и разряжаются, и общий их заряд близок к нулю. Действующие на эти частицы в направлении коронирующего электрода пондеромоторные силы значительны ($\epsilon_n = \infty$), и частицы-проводники отрываются от ленты и с помощью пластин 9 , играющих роль усилителей поля, выводятся в продукт I . В данном сепараторе реализуется разделение по диэлектрической проницаемости. Этот сепаратор поэтому очень похож на диэлектрический сепаратор с рассеивающим полем (см. рис. 92, *б*).

§ 44. ТРИБОАДГЕЗИОННАЯ СЕПАРАЦИЯ

Электрическую сепарацию обычно применяют для материалов размером не менее нескольких десятков микрон. Дальнейшему снижению крупности сепарируемых частиц препятствуют явления агрегатирования частиц друг с другом, налипание их на конструктивные элементы сепаратора, вследствие чего снижаются технологические показатели, нарушается режим сепарации.

Н. Ф. Олофинский предложил в 1952 г. процесс трибоадгезионной сепарации, при котором «вредное» свойство прилипания частиц использовано в качестве основного разделительного признака. Трибоадгезионная сепарация применяется для обеспыливания, классификации, обогащения по форме и в некоторых случаях по плотности разделяемых минералов.

Сила адгезии F_a прилипания сухих частиц (капиллярной составляющей можно пренебречь) к твердой поверхности, по

Б. В. Дерягину, определяется по формуле

$$F_a = F_m + F_3,$$

где $F_m = A\sigma d_{cp}$; $F_3 = F_{д.с} + F_3 = 2\pi\tau^2 S_k + q^2_0/l^2$. Здесь: F_m — молекулярная сила адгезии; F_3 — электрическая сила адгезии; A — безразмерный коэффициент, учитывающий форму частицы, содержание влаги; σ — поверхностное натяжение частицы на границе с окружающей средой; d_{cp} — средний диаметр частицы; $F_{д.с}$ — сила взаимодействия частицы и поверхности, обусловленная двойным электрическим слоем, образующимся в месте контакта; F_3 — сила зеркального отображения; τ — поверхностная плотность зарядов в двойном электрическом слое; S_k — площадь контакта частиц; q_0 — начальный заряд частицы; l — расстояние между центрами заряда частицы и индуцированного им заряда на поверхности подложки.

Оценку зависимости сил адгезии от размера частиц можно получить, исходя из предположения, что сила адгезии в каком-то диапазоне крупностей частиц постоянна. Удельная сила адгезии ($\bar{f}_a$), приходящаяся на единицу массы шарообразной частицы диаметром (d) и плотностью (ρ), определяется выражением

$$\bar{f}_a = \bar{F}_a/m = 6F_a/(\pi d^3 \rho) = k/d^3, \quad (25)$$

где $k = 6F_a/(\pi \rho)$.

Анализ выражения (25) показывает, что удельная сила адгезии обратно пропорциональна кубу диаметра частицы.

Удельная сила тяжести ($\bar{f}_\tau$), приходящаяся на единицу массы, определяется по выражению

$$\bar{f}_\tau = \bar{F}_\tau/m = mg/m = \bar{g}$$

и не зависит от геометрических размеров частиц.

Условие закрепления частицы за счет сил адгезии на нижней плоскости горизонтальной пластины следующее:

$$\bar{f}_a \geq \bar{f}_\tau,$$

или

$$6\bar{F}_a/(\pi d^3 \rho) \geq \bar{g},$$

и тогда минимальный размер закрепившейся частицы

$$d \leq \sqrt[3]{6\bar{F}_a/(\pi \rho \bar{g})}.$$

Если пренебречь электрической составляющей силы адгезии при малом заряде частицы, то

$$F_a = F_m = A\sigma d \quad \text{и} \quad 6A\sigma/(\pi \rho \bar{g}) \geq d^3.$$

Откуда минимальный размер удерживаемых частиц за счет молекулярной силы адгезии составляет

$$d \leq \sqrt[3]{6A\sigma/(\pi\rho\bar{g})}. \quad (26)$$

Из выражения (26) видно, что на размер удерживаемых частиц будут оказывать влияние коэффициент A , поверхностное натяжение и плотность частицы. Электрическая составляющая адгезии будет приводить к увеличению размеров частиц, закрепляющихся на поверхности.

Поверхностное натяжение можно стабилизировать путем предварительной подготовки материала, поддерживая его влажность на определенном уровне. При отсутствии резких различий в форме частиц молекулярная сила адгезии будет определяться плотностью частиц. Отсюда можно сделать вывод о возможности обогащения по различию в плотности разделяемых минералов. При резком различии в форме частиц, например, асбеста (волокно), слюды (пластинка) и вмещающих пород (округлой формы) возможно обогащение по форме. Различия в форме частиц можно учитывать с помощью коэффициента сферичности, определяемого как отношение скоростей свободного падения шара и данной частицы. Уменьшение коэффициента сферичности ведет к увеличению силы адгезии. Электрическая сила адгезии, а именно сила двойного электрического слоя, зависящая от площади контактирования, способствует обогащению с использованием различий в форме.

Составляющая электрической силы адгезии — сила зеркального отображения определяется зарядом на частице, который можно изменять с помощью известных способов зарядки. Время действия зеркальной составляющей силы адгезии, в отличие от молекулярной силы и силы двойного электрического слоя, определяется свойствами частицы, ее поверхности и переходного контактного сопротивления, т. е. временем процесса разряда. Время разряда частиц на заземленной металлической поверхности существенно меньше времени разряда частиц на незаземленной поверхности. Пыль на металлической поверхности также приводит к увеличению времени разряда. Увеличения времени разряда достигают за счет использования диэлектрических материалов в качестве поверхностей, на которых происходит разделение.

При значительных зарядах электрические силы адгезии превышают молекулярные силы, и это обстоятельство позволяет расширить диапазон использования трибоадгезионной сепарации по крупности материала от 0,1 мм (как это имеет место при использовании только молекулярной составляющей силы адгезии) до 5 (8) мм.

В качестве основных способов создания заряда при данном методе сепарации можно использовать контактный способ, зарядку в поле коронного разряда, трибоэлектризацию. Н. Ф. Оло-

финский, В. А. Новикова, И. М. Петухов и другие исследователи процесса остановились на трибоэлектризации, и способ получил название трибоадгезионная сепарация.

Учитывая, что электризация может проводиться и другими вышеупомянутыми способами, более точным названием этого процесса, указывающим на использование различий в электрической составляющей силы адгезии, было бы электроадгезионная сепарация.

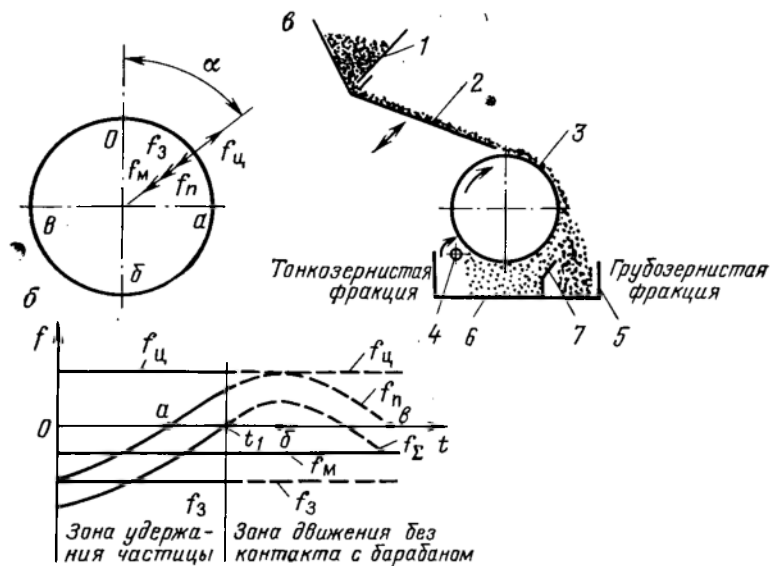


Рис. 95. Пояснение процесса трибоадгезионной сепарации:

a — схема действия сил на частицу при трибоадгезионной сепарации; $б$ — зависимость действующих сил от положения частицы на барабане (a , $б$, $в$ — фиксированные точки на барабане); $в$ — схема трибоадгезионного сепаратора

В известных трибоадгезионных сепараторах удельная результирующая сила, действующая на частицы, определяется равенством

$$\bar{f}_{\Sigma} = \bar{f}_M + \bar{f}_3 + \bar{f}_n + \bar{f}_{\text{ц}},$$

где $\bar{f}_{\text{ц}} = \bar{F}_{\text{ц}}/m = 2mv^2/(mD) = 2v^2/D$ — удельная центробежная сила; $\bar{f}_M$ — удельная молекулярная сила; $\bar{f}_n$ — удельная нормальная составляющая силы тяжести; D — диаметр барабана; v — окружная скорость вращения барабана.

Удельная центробежная сила не зависит от размеров частиц.

Схема действия удельных сил на частицу, покоящуюся на барабане сепаратора, показана на рис. 95, a . Сила зеркального отображения в процессе сепарации остается постоянной вслед-

ствие низких скоростей разряда на изолированном от земли проводящем или непроводящем барабане.

Зависимость действующих сил от положения частицы на барабане представлена на рис. 95, б.

Действие силы тяжести на сепарируемые частицы проявляется двояко. Так, если разложить силу тяжести на нормальную и тангенциальную составляющие, то нормальная составляющая F_n в верхней части барабана будет прижимать, а в нижней части отрывать частицу от барабана

$$\bar{F}_n = \bar{F}_r \cos \alpha.$$

Удельная нормальная составляющая сила тяжести будет равна

$$\bar{f}_n = g \cos \alpha.$$

Тангенциальная составляющая стремится сдвинуть частицу относительно барабана.

Положение точки отрыва частицы единичной массы можно регулировать изменением электрической составляющей силы адгезии и центробежной силы (см. рис. 95, б). Увеличение силы адгезии будет смещать точку отрыва частиц t_1 по ходу движения барабана, а увеличение центробежной силы действует противоположным образом.

Трибоадгезионный сепаратор (рис. 95, в) содержит питатель 1, из которого материал поступает на вибродосток 2, где частицы получают трибозаряды и поступают на изолированный от земли барабан 3. Частицы большего диаметра испытывают большие центробежные силы, а сила адгезии их к барабану меньше, чем у более мелких частиц, и поэтому они выделяются в приемник 5 грубозернистой фракции. Частицы, оторвавшиеся от барабана несколько позже и удаленные с барабана щеткой 4, образуют тонкозернистую фракцию. Регулирование выхода в приемник 6 осуществляется шибером 7. Для стабилизации молекулярной составляющей силы адгезии в барабане монтируются теплоэнергонагреватели. Отличительная особенность трибоадгезионных сепараторов — отсутствие высоковольтных источников питания.

В промышленных условиях для перемешивания одного или обоих продуктов разделения используют двух- или трехбарабанные сепараторы. Наибольшее распространение трибоадгезионная сепарация получила для обеспыливания и классификации.

§ 45. ПНЕВМОЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ

При пневмоэлектрической сепарации используется разделение в электрических полях при транспортировании смеси воздушным потоком.

Способ используется для сепарации тонкодисперсных материалов, для которых необходима операция диспергирования слипшихся агрегатов, предшествующая разделению, но осуществляемая в пределах сепараторов. Поэтому эти электрические сепараторы именуют пневмоэлектрическими.

При пневмоэлектрической сепарации сообщение заряда частицам осуществляется в поле короны с последующей селектив-

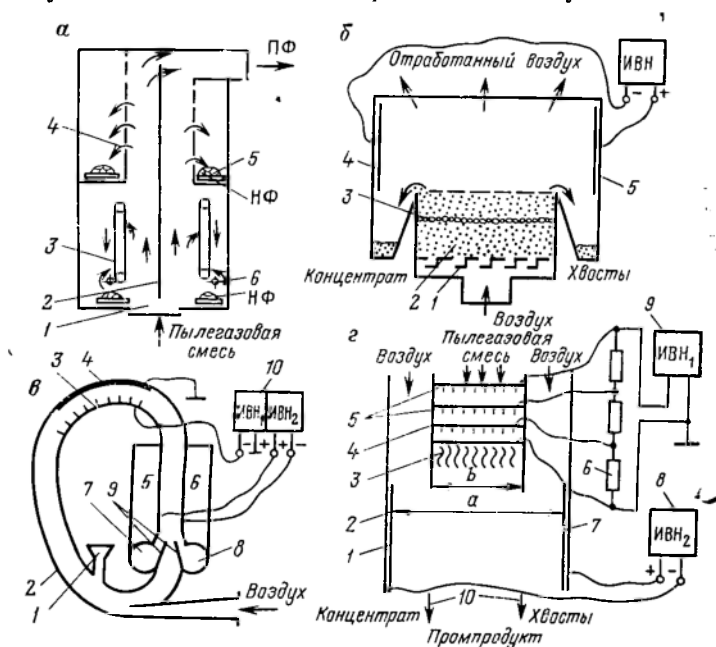


Рис. 96. Схемы пневмоэлектрических сепараторов:

а — с комбинированным осадительным электродом; б — с камерой кипящего слоя; в — «Электроциклолет»; г — сепаратор конструкции Свердловского горного института

ной разрядкой, путем контактной электризации и с применением трибоэлектризации частиц в кипящем слое, в потоках движущейся смеси, трения частиц друг о друга и о специальные элементы сепаратора.

Разделение чаще всего осуществляется в поле плоского конденсатора, т. е. в камере. Существенным отличием пневмоэлектрических сепараторов является выделение частиц из объема, а не из монослоя, как это имело место в других сепараторах.

Сепаратор с комбинированным осадительным электродом (рис. 96, а) предназначен для обогащения пылевидных материалов. Исходная смесь, поступающая под действием скоростного потока воздуха в камеру 1, образуемую коронирующим электродом 2 и осадительным электро-

дом (конвейером) 3, лента которого выполнена из электропроводного материала и может очищаться щеткой 6. Электропроводные частицы заряжаются в поле короны отрицательно; попадая на осадительный электрод 3, они перезаряжаются, отталкиваются от него и движутся вверх с потоком воздуха. Диэлектрики под воздействием отрицательного заряда закрепляются на ленте электрода 3 и затем выводятся в сборник непроводниковой фракции. Выше по ходу материала установлены перфорированные осадительные электроды, через перфорации которых выделяются частицы-диэлектрики большей крупности. Непроводниковая фракция большей крупности выводится из сепаратора конвейером 5.

Проводники проходят через камеру сепаратора, контактируют с осадительными электродами 3 и 4, отталкиваются от них и уходят в проводниковую фракцию. Вывод непроводниковой фракции осуществляется конвейерами 5 и 7. Скорость движения воздушного потока в сепараторе относительно невысокая и должна быть несколько больше скоростей витания самых крупных частиц.

Сепаратор с камерой кипящего слоя представлен на рис. 96, б. Материал подается на беспровальную решетку 1 в камеру кипящего слоя 2, где может производиться подсушка материала, обработка реагентами, т. е. подготовительные операции совмещаются с основными в сепараторе. При подаче воздуха материал взвешивается («кипит»). Происходит интенсивное перемешивание, за счет чего и происходит трибозаряжание частиц. Интенсификация процесса заряджания для отдельных минералов может достигаться путем введения в камеру кипения 2 электрода 3 с подачей на него напряжения той же полярности, что способствует повышению заряда на разделяемых минералах. Заряженные разноименно частицы витают в потоке воздуха, и, таким образом, аэродинамическая сила почти точно уравнивает силу гравитации.

Разделение частиц проводится в камере, образованной электродами 4 и 5 и имеющей большие размеры, чем камера кипящего слоя 2. Это обстоятельство приводит к снижению аэродинамической силы, выпадению частиц у электродов 4 и 5 и выводу их в разноименные продукты.

Использование аэродинамической силы для уравнивания силы гравитации позволяет уменьшить высоту электростатической камеры.

Аналогичный способ сообщения заряда используют в флюидизационно-электростатическом классификаторе. Заряженные в камере кипения частицы подают на блок сетчатых электродов, где с помощью сеток формируют ускоряюще-фокусирующее поле, в котором выделяют классы крупности от крупного к мелкому.

На VIII Международном конгрессе по обогащению полезных ископаемых М. Карта и Г. Феррара (Италия) сделали

сообщение о разработке пневмоэлектрического сепаратора «Электроцикложет» (рис. 96, в). Сепаратор основан на использовании для диспергирования агрегатов слипшихся частиц энергии потока воздуха, который эжектирует сепарируемую смесь из питателя 1, диспергирует ее в петлевом трубопроводе 2 и сообщает заряд разделяемым минералам. В верхней части петлевого трубопровода 2 установлена пластина в случае трибозаряжания частиц или коронирующий 3 и осадительный электрод 4. На выходе петлевого трубопровода установлена электростатическая камера, образованная электродами 5 и 6, подключаемыми к самостоятельному источнику питания (ИБН₂). Частицы, получившие селективный заряд при трибозаряжании о пластину 3 или селективно разрядившиеся на концевом участке петлевого трубопровода 2, попадают в электростатическую камеру, разделяются в скоростном пылегазовом потоке материала под действием электростатических сил и выводятся в приемники продуктов разделения 7 и 8. Регулирование выхода фракций осуществляется шиберами 9. Промпродукт снова поступает в петлевой трубопровод и принимает участие в очередном цикле сепарации. По-видимому, это обстоятельство послужило одним из оснований для названия сепаратора «Электроцикложет». Повышенные скорости транспортирования предотвращают образование агрегатов из тонкодисперсных частиц, что позволяет снизить крупность сепарируемого материала. Сепаратор позволяет работать в двух режимах: трибоэлектростатическом и коронно-электростатическом.

Основные недостатки сепаратора заключаются в следующем:

- циркулирующая нагрузка, которая при наличии срывов может возрастать и прекращать процесс сепарации;

- значительные центробежные силы, возникающие при движении частиц по петлевому трубопроводу, перераспределение частиц по сечению потока и неравномерная подача их в камеру сепаратора;

- слабая упорядоченность процессов сообщения селективного заряда разделяемым частицам.

Пневмоэлектрический сепаратор конструкции Свердловского горного института (рис. 96, г) включает разомкнутый канал 2 прямоугольного сечения, шириной a и длиной l_1 с встроенным в него внутренним каналом 4 прямоугольного сечения, шириной b и длиной l_2 . Во внутреннем канале встроены коронирующе-осадительные электроды 5, выполненные в виде пластин с закрепленными снизу иглами. Ниже по ходу материала встроены профилированные электроды 3, выполняющие функции разрядных электродов при коронно-электростатическом способе сепарации и зарядных при трибоэлектростатическом способе; под внутренним каналом 4 в канале 2 установлены электроды 1 и 7, образующие электростатическую камеру, на выходе из которой имеются шиберы 10 для регулиро-

вания выходов продуктов разделения. Питание электростатической камеры осуществляется от источника 8, а коронирующие-осадительных электродов 5 — через делитель напряжения 6 от источника 9.

Особенность данного сепаратора заключается в том, что с целью повышения заряда электроды размещены не на противоположных стенках внутреннего канала, а вдоль по ходу материала, причем каждый последующий по ходу материала электрод находится под более низким напряжением, чем предыдущий. Напряжение между двумя рядом расположенными электродами равно напряжению источника, деленному на число электродов, что позволяет последовательно поднимать заряд частицы в поле коронного разряда каждой ступени. Разряд частицы осуществляется на профилированных пластинах, которые делят сечение внутреннего канала на несколько узких щелей и тем самым обеспечивают более упорядоченную разрядку или трибозарядку.

Другая особенность сепаратора заключается в наличии внутреннего канала, имеющего меньшую ширину, чем канал 2. Во внутренний канал подают пылегазовую смесь со скоростями v_r порядка 15—20 м/с, а в зазоры между каналами 2 и 4 подают чистый воздух с большей скоростью v_a . Это обстоятельство при повышенной скорости движения воздуха в приэлектродной зоне препятствует попаданию частиц, не имеющих достаточно большого заряда, в концентрат или хвосты, что позволило резко улучшить эффективность сепарации и в большинстве случаев достигать заданного качества продуктов разделения и извлечения за один прием сепарации. Промпродукт направляется на доизмельчение, например, в струйную мельницу и затем снова поступает в процесс. В данном сепараторе сепарируются частицы с нижним пределом крупности

Т а б л и ц а 40. Результаты пневмоэлектрической сепарации некоторых полезных ископаемых

Характеристика обогащаемого продукта, ценный компонент	Крупность, мкм	Продукты разделения	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Коронный режим					
Магнетитовая руда (Fe)	—62+0	Концентрат	73,1	64,8	90,9
		Хвосты	26,9	17,7	9,1
		Питание	100	52,1	100
Трибозлектростатический режим					
Баритокварцевая руда (BaSO ₄)	—500+0	Концентрат	56,6	98,4	96,9
		Хвосты	43,4	4,1	3,1
		Питание	100	57,4	100
Промпродукт полиградиентной сепарации окисленных руд Кривбасса (Fe)	70%—0,074+0	Концентрат	32,8	62	42,5
		Промпродукт	35,8	51,9	38,8
		Хвосты	31,4	28,6	18,7
		Исходный	100	47,9	100

до 20 (5) мкм, и, учитывая большую селективность трибозаряжения многих минералов, можно говорить о пневмоэлектросепарации как о конкурентоспособном методе обогащения тонкодисперсных минералов.

Результаты пневмоэлектрической сепарации некоторых полезных ископаемых в лабораторных условиях приведены в табл. 40.

§ 46. ПРОЧИЕ МЕТОДЫ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

Известны следующие способы сепарации: пьезоэлектрическая, магнитоэлектрическая, оптикоэлектрическая.

Некоторые кристаллы, например каломин, турмалин, борацит, кварц и другие, при нагреве и охлаждении электризуются.

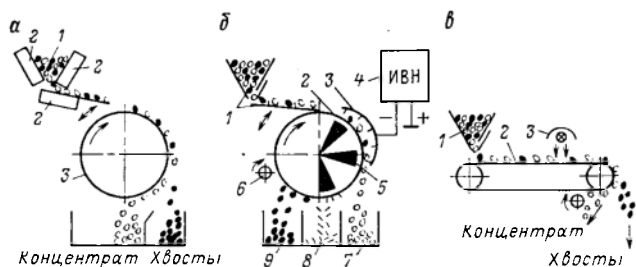


Рис. 97. Схемы комбинированных электрических сепараторов:

а — пьезоэлектрический сепаратор Оверстрёма; б — коронно-магнитный; в — оптико-электрический

При нагревании турмалина один конец электризуется положительно, другой отрицательно, при охлаждении происходит смена полярности зарядов.

Пьезоэлектрический эффект использован в сепараторе Оверстрёма (рис. 97, а), в котором нагрев материала производится с помощью паровой рубашки 2 в бункере 1. Селективно электризующиеся частицы поступают на барабан 3 сепаратора. Частицы, получившие заряд, удерживаются на барабане и выносятся в концентрат, а частицы, не получившие заряда, не закрепляются на барабане и попадают в хвосты. Сепаратор Оверстрёма применяли для отделения кварца от слюды, циркона от рутила и ильменита, кварца от полевого шпата.

Для некоторых случаев обогащения, например обогащения ильменито-магнетитовых руд, предложено использовать комбинированные коронно-магнитные сепараторы, позволяющие выделять немагнитные электропроводные частицы в один продукт, получать магнитный и неэлектропроводный продукты.

Коронно-магнитный сепаратор (рис. 97, б) включает бункер-питатель 1, латунный барабан 2, который играет роль осадительного электрода и немагнитного барабана, коронирующий электрод 3, подключенный к источнику высокого на-

пряжения 4, магнитную или электромагнитную систему 5, вмонтированную в барабан 2, щетку 6 для очистки барабана 2 и приемники для продуктов разделения: 7 — немагнитной проводящей фракции (ильменит, касситерит), 8 — магнитной фракции (магнетит), 9 — непроводниковой фракции (кварц).

Оптикоэлектрический сепаратор (рис. 97, в) (Япония) содержит бункер-питатель 1, подающий кварц, содержащий прозрачные зерна, на ленту 2 конвейера, выполненную из полупроводникового материала. Над конвейером установлены лампы ультрафиолетового излучения 3. Ультрафиолетовое излучение при прохождении через прозрачный кристалл кварца заряжает полупроводниковый материал ленты, и частица прозрачного кварца удерживается на ней и выносится в концентрат (прозрачный кварц). Непрозрачные частицы не пропускают ультрафиолетовое излучение, под ними не появляется заряд, и поэтому они попадают в хвосты (непрозрачный кварц).

Возможно использование пьезоэлектрического эффекта, фотоэлектричества (явления генерации заряда под воздействием излучений ультрафиолетового и инфракрасного диапазона) и некоторых других явлений.

§ 47. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ СЕПАРАТОРЫ

Отечественной промышленностью серийно выпускаются электростатические и коронно-электростатические барабанные, коронные камерные, трибоэлектростатические барабанные и пластинчатые сепараторы.

Выпускаемые сепараторы komponуют из типовых узлов (питатели, рамы, блоки электродов, блоки питания). Обычно принимается секционный принцип компоновки, согласно которому из типовых секций данного сепаратора собирают требуемую технологическую схему. Так, например, сепараторы СЭС-2000 могут реализовывать до 27 различных технологических схем.

Коронно-электростатические барабанные сепараторы СЭС-1000м, СЭС-2000, СБЭ применяют для обогащения руд и доводки гравитационных концентратов руд черных, цветных и редких металлов, а также в алмазной, золотодобывающей, стекольной, абразивной, керамической промышленности. Сепараторы нашли широкое применение на комбинатах Верхне-Днепровском и «Хинганолово». Сепаратор ЭСК-2000 применяется для тех же целей, что и СЭС-2000.

Камерные сепараторы КМП, КМП-1 предназначены для обеспыливания и классификации различных материалов по крупности. Их можно применять для разделения по плотности. Они используются на Броварском заводе порошковой металлургии, в Вишневогорском рудоуправлении, на заводе ПО «Арагац» в Армении.

Таблица 41. Технические характеристики промышленных

Параметры	Коронные			
	Барабанные			
	ЭСК-2000	СЭС-1000М	СЭС-2000	СВЭ
Производительность по исходному питанию, т/ч	10	1—5	4—20	4
Крупность питания, мм	—3+0,074	—1,5+0,074	—1,5+0,074	—4+0,074
Тип питателя	Самотечный		Валковый	
Заземленный электрод:				
диаметр, мм	300	150	150	300
длина, мм	2000	1000	2000	2000
частота вращения, мин ⁻¹	(Плавная) 50—400	(Плавная) 110—250	410; 450; 500	(Плавная) 50—400
Диаметр отклоняющего электрода, мм	—	30	30	30
Расстояние между элек- тродами, мм:				
сверху	0—80	—	—	0—80
снизу	—	—	—	—
Напряжение на электро- дах, кВ	50	20	20	60
Установочная мощность, кВт	1,5	21	21	—
Габаритные размеры, мм:				
длина	4050	2650	3620	4295
ширина	3650	3370	2020	3400
высота	6560	3850	3950	6630
Масса, т	21,5	18,3	22,7	16,2

Трибоэлектростатические барабанные сепараторы СЭП-1 и СЭП-2 предназначены для отделения кварца от полевых шпатов, слюды от кварца и полевых шпатов. Сепараторы СЭП-1 и СЭП-2 отличаются числом секций, компонируемых в параллельные нитки (СЭП-1 содержит шесть секций, а СЭП-2 восемь). Применяют эти сепараторы на Райчихинской обогатительной фабрике, ГОКе «Карелслюда» и на других предприятиях.

Трибоэлектростатические пластинчатые сепараторы СТЭ разработаны на Верхне-Днепровском горно-металлургическом комбинате и применяются для обогащения горно-химического, керамического, абразивного, оптического и других видов сырья, компоненты которого имеют близкую проводимость.

Сепараторы ЭСК-2000 используют для обогащения сильвинитовых руд (выделения галита), руд редких и цветных металлов.

Технические характеристики сепараторов, применяемых на отечественных обогатительных фабриках, приведены в табл. 41.

электрических сепараторов

Камерные		Трибоэлектрические			
		Барабанные			Пластинач- тый
		СЭП-1	СЭП-2	СЭС-2000С	СТЭ
1,2 —4+0 Самотечный	2—4 —5+0	4 —1+0,074	4 —1+0,074	12 —1,5+0,074	6 —1+0,074 Лотковый
—	—	150 1000	300 1000	150 2000	— 2000
—	—	(Плавная) 40—420		(Плавная) 110—520	—
—	—	30	30	30	—
100—250 150—400	80—200 80—300	— —	— —	— —	0—200 —
50	50	40	40	50	40
3	4	4,2	4,2	16,5	0,5
2285 1922 4456 2,2	3170 2180 5500 3,8	2750 1692 3922 4,9	2750 2500 4790 8,9	3620 2700 3950 18	2890 2120 4610 5,4

Источники питания электросепараторов. Для обеспечения нормальной работы электрических сепараторов, за исключением трибоадгезионных, требуется подвести к рабочим электродам высокое напряжение. Питание осуществляется от источника высокого напряжения с использованием элементов высоковольтной аппаратуры: высоковольтных кабелей, защищенных шинопроводов, конденсаторов, изолирующих элементов (опорных и проходных изоляторов), разрядников, устройств измерения и управления.

Специальное электрооборудование для электрических сепараторов не разрабатывается, так как идентичные задачи питания высоким напряжением решены в других областях техники: электрогазоочистке, электроокраске, рентгентехнике, ядерной физике.

Одним из основных элементов электрооборудования сепаратора являются источники питания. К источникам питания предъявляется ряд требований:

плавное изменение напряжения от 0 до максимального;

безопасность обслуживания;
стабильность напряжения и отсутствие пульсаций;
надежность и длительный срок службы.

В качестве источников высокого напряжения используют выпрямительные установки, электростатические генераторы. Идут исследования по использованию в электрических сепараторах электретов для создания сильных электрических полей.

§ 48. ПОДГОТОВКА МАТЕРИАЛА К ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

При предварительной подготовке материала к сепарации предусматривается улучшение условий разделения заряженных частиц и изменение в нужном направлении естественных электрических свойств минералов для повышения эффективности зарядки.

К основным операциям подготовки полезного ископаемого к процессам электрической сепарации относят:

классификацию, обеспыливание обогащаемого материала;
регулирование влажности материала и среды при помощи термической сушки, подогрева материала, подогрева отдельных элементов сепаратора;

очистку поверхностей разделяемых минералов от пленок, нивелирующих их свойства, путем механической оттирки и отмывки в щелочах или кислотах;

целенаправленное селективное изменение свойств разделяемых минералов под воздействием реагентов, термической обработки, излучений.

Обеспыливание и классификация. Верхняя граница размеров зерен сепарируемых продуктов составляет 3—3,5 мм, для частиц плоской формы, например слюды, достигает 5—6 мм. Нижний предел для большинства процессов находится на уровне 0,10 мм. Желательно весь диапазон размеров зерен делить на классы, например, —3+2; —2+1; —1+0,25; —0,25+0,1 мм. Для процессов пневмоэлектрической сепарации возможно обогащение классов —0,25+0,02(0,01) мм.

Операции обеспыливания и классификации материала могут осуществляться в воздушной среде. Наиболее пригодна классификация в коронных камерных классификаторах, обеспечивающая более высокие технологические результаты, чем это имеет место в традиционных процессах классификации.

Необходимость проведения операций обеспыливания и классификации вызвана тем, что эффективность большинства процессов электрической сепарации зависит от удельного заряда, приходящегося на единицу массы. Заряд при прочих равных условиях определяется площадью поверхности частицы (т. е. пропорционален радиусу частицы в квадрате). Масса пропорциональна радиусу в кубе. На этом основано использование электрических сепараторов для классификации частиц по крупности. Разброс размеров частиц приводит к взаимоза-

грязнению продуктов разделения, которое к тому же осложняется различиями в плотностях разделяемых минералов.

Отрицательное влияние на процесс сепарации оказывает наличие пыли в продукте. Тонкодисперсные частицы способны закрепляться на более крупных, покрывать их поверхность, нивелировать их свойства, что приводит к взаимозагрязнению продуктов разделения пылью и крупными частицами со свойствами, измененными налипшей пылью. Обеспыливание возможно осуществить с помощью трибоадгезионных и коронных камерных сепараторов, причем в последних за счет одноименного заряда на поверхности частиц наблюдается разрушение слипшихся частиц.

В отдельных процессах электрической сепарации высоких показателей можно достичь и без тщательной классификации. Например, при трибоэлектростатической сепарации разделяемые минералы получают заряды противоположного знака и движутся в противоположные стороны.

Подготовка по влажности. Электропроводность частиц является функцией объемного и поверхностного сопротивления. Учитывая, что вода, закрепляющаяся на поверхности разделяемых минералов, имеет повышенную электропроводность, следует ожидать снижения поверхностного сопротивления и повышения общей электропроводности частицы. При этом влияние влаги будет заметнее сказываться на частицах, имеющих низкую электропроводность, т. е. на диэлектриках. Проводники имеют повышенную объемную электропроводность, и шунтирование пленкой низкой электропроводности незначительно изменяет проводимость частиц, так как общая проводимость определяется как сумма поверхностной и объемной проводимостей.

Обычно в процессы электрической сепарации подают сухие продукты, однако даже в них содержится пленочная, капиллярная и конституционная влага. Пленочная влага легче и быстрее всего удаляется с поверхности материала, а удаление конституционной влаги требует термообработки с целью изменения структуры минералов.

При подготовке материала по влажности необходимо удалить капиллярную и пленочную или только пленочную влагу со всей поверхности или только в точке контакта частицы с рабочим органом сепаратора. В зависимости от вида удаляемой влаги, места ее удаления назначают способ, температуру и длительность сушки. Так, при необходимости удаления влаги в точке контакта частицы с поверхностью барабана в последний встраивают электротеплонагреватели, разогревающие барабан. При контакте частицы с барабаном происходит испарение влаги в точках контакта и соответствующее изменение переходного сопротивления, определяющее скорость процесса стекания заряда с частицы.

При необходимости удаления влаги со всей поверхности частицы подсушку производят с помощью встроенных теплонагревателей или в отдельном аппарате, например трубах-сушилках, барабанных сушилках, печах кипящего слоя, или же с помощью радиационной сушки. Удаление капиллярной влаги требует большего времени сушки и высоких температур и поэтому осуществляется в традиционных сушильных аппаратах.

Если различия в электрической проводимости разделяемых минералов с увеличением влажности нивелируются (рис. 98, а), то улучшение процесса электрической сепарации будет наблюдаться при подсушке материала. В случае если увеличение влажности материала (рис. 98, б) приводит к увеличению раз-

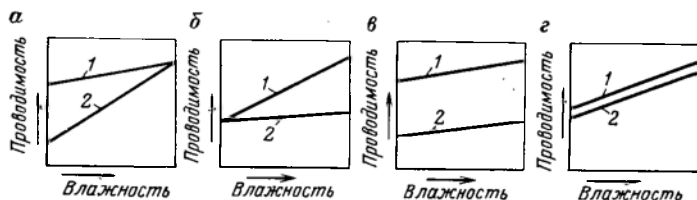


Рис. 98. Зависимость электрической проводимости разделяемых пар минералов от влажности:

а—г — соответственно типы I—IV (1, 2 — разделяемые минералы)

личий в электрической проводимости, то в технологическую схему вводят операцию увлажнения сепарируемого материала. Для зависимости, показанной на рис. 98, в, г, влажность не оказывает существенного влияния на различие в проводимости разделяемых минералов. Но для случая (см. рис. 98, г), когда электрические проводимости разделяемых минералов одинаковы при любой влажности, требуется введение операций по селективному применению свойств разделяемых минералов, например, с помощью оттирки, термической или реагентной обработки.

Радиационная сушка является оригинальным процессом сушки материалов. Этот процесс ведется с помощью ламп инфракрасного нагрева или более экономичных панелей темного излучения (чугунных или стальных плит с температурой нагрева 300—400 °С), обратные стенки которых нагреваются горелками или электроспиральями. Лучистая энергия превращается в тепловую непосредственно на поверхности частиц, и поэтому коэффициент использования лучистой энергии достигает 90%.

Механическая оттирка осуществляется в водной или воздушной средах в оттирочных аппаратах или аппаратах для измельчения при специально подобранных режимах, в кото-

рых преобладает разрушение истиранием. Шламы удаляются путем гидравлической или воздушной классификации.

Удаление с поверхности минералов пленок проводят путем их растворения. Например, минералы кислых и изверженных горных пород очищают с применением серной или соляной кислот при расходах свыше 1 кг/т в зависимости от толщины пленок. Минералы, загрязненные соединениями железа, очищают серной кислотой или гидросульфитом цинка.

Селективное изменение свойств разделяемых минералов при подготовке полезных ископаемых применяют в случаях, когда разделяемые минералы не имеют различий в электрических свойствах или когда различия недостаточны для успешного ведения процесса.

Основными способами селективного изменения свойств являются термические воздействия с целью необратимых изменений минералов и обработка реагентами.

Термообработка некоторых минералов, например касситерита, барита, кварца, полевого шпата, после длительного подогрева в интервале температур до 800°C приводит к необратимым изменениям электропроводности (см. рис. 76,б).

Более радикальным средством изменения поверхностной проводимости минералов является реагентная обработка. Разделяемые минералы при этом селективно изменяют смачиваемость, при последующей адсорбции влаги из воздуха наблюдается селективное изменение электропроводности. Реагентная обработка производится органическими и неорганическими веществами.

Органические гетерополярные вещества фиксируются на поверхности минералов за счет физической и химической адсорбции. Они придают поверхности гидрофобность, уменьшают содержание адсорбируемой влаги и резко повышают сопротивление частицы.

Неорганические реагенты действуют на частицы двояко: химически взаимодействуют с поверхностью минерала, образуя пленку с повышенной проводимостью за счет химического состава пленки или сильно развитой поверхности и адсорбции влаги из воздуха; селективно препятствуют фиксации органического реагента на поверхности одного из разделяемых минералов.

Реагентная обработка перед электрической сепарацией проводится в сухом и мокром виде. Сухая обработка ведется с помощью паров реагента или аэрозолей, распыляемых в потоке материала. При обработке материалов в пульпообразном со-

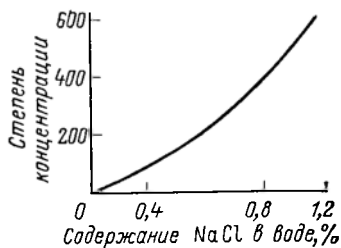


Рис. 99. Зависимость степени концентрации алмазов от содержания хлористого натрия в растворе

стоянии реагенты подают в виде раствора. Обработанный таким образом материал подвергается обезвоживанию и сушке. Сложность процесса реагентной обработки оправдывается хорошими технологическими результатами. Зависимость степени концентрации алмазов от содержания хлористого натрия в растворе приведена на рис. 99.

Об изменении электрических свойств минералов можно судить и из следующих примеров. Так, отношение электрических проводимостей пар апатит — циркон и полевошпат — циркон без предварительной их обработки составляет соответственно 0,2 и 1,6. После обработки фтористоводородной кислотой это соотношение составило соответственно 10^4 и 10^3 .

§ 49. ПРАКТИКА ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Электрическую сепарацию в технологические схемы включают с целью обеспыливания, классификации и обогащения различного минерального сырья.

Самостоятельное применение операции обеспыливания и классификации используют при переработке однородных продуктов, например, при выделении узких классов крупности в абразивной промышленности. Процессы обеспыливания и классификации осуществляют на трибоадгезионных, камерных, коронных, барабанных электростатических, флюидизационно-электростатических сепараторах.

Различие в электропроводности минералов используют при обогащении минерального сырья на барабанных сепараторах (коронных и электростатических). При этом установлена возможность разделения следующих пар минералов (по А. И. Месеняшину): арсенопирит — полевошпат, асбест — силикаты, барит — силикаты, вольфрамит — пирит, графит — силикаты, железо — силикаты, золото — платиновые пески, известняк — силикаты, ильменит — апатит, ильменит — гранат, ильменит — турмалин, ильменит — циркон, каолин — примеси железа, касситерит — монацит, касситерит — циркон, касситерит — шеелит, кианит — рутил, колумбит — монацит, кобальт — серебро — силикаты, молибденит — биотит, молибденит — силикаты, монацит — пески, пирит — шеелит, пирохлор — апатит, пирохлор — сфен, полевошпат — слюда, рутил — монацит, рутил — циркон, сподумен — касситерит, стибнит — силикаты, флюорит — силикаты, хромит — гранат, хромит — ильменит — магнетит — монацит и компонентов марганцевых, медных, медно-никелевых руд. Удельная производительность барабанных коронных сепараторов достигает 2—2,5 т на 1 м длины барабана при общей производительности сепаратора 40 т/ч.

Непроводящие минералы с близкой проводимостью и диэлектрической проницаемостью успешно разделяют с использованием трибоэлектростатических сепараторов при удельной производительности до 2 т/ч на 1 м длины электрода и общей производительности сепаратора до 14 т/ч. Хорошие технологи-

ческие результаты получают при обогащении смесей (по А. И. Месеняшину): апатит — кварц, асбест — серпентин, асбест — силикаты, барит — кварц, вермикулит — полевые шпаты, галит — сильвин, известняк — кварц, натриевый шпат — калиевый шпат, полевой шпат — кварц, фосфорит — кварц.

Возможность применения различных видов электрической сепарации доказана для большинства полезных ископаемых, многих искусственных материалов. Электрическое обогащение в технологических схемах обогатительных фабрик выполняет различные функции. Рассмотрим особенности использования электрической сепарации на примерах из практики обогащения некоторых полезных ископаемых.

Применение *электрической сепарации в качестве доводочной операции* может считаться традиционным. Доводке подвергают концентраты, получаемые из коренных и россыпных руд цветных и редких металлов.

Широко распространенным источником получения высококачественных концентратов являются прибрежные и дюнные месторождения. Появление тяжелых минералов в таких месторождениях является следствием эрозионного разрушения магматических и осадочных горных пород и последующего выноса песков реками в океан. Сростки минералов в таких месторождениях встречаются редко. Шламы в песках тоже практически отсутствуют. Крупность частиц обычно составляет 0,2—0,1 мм. Основные ценные минералы имеют плотность выше 3 т/м³. Все это создает предпосылки для использования гравитационных методов обогащения с целью получения коллективных концентратов. В коллективные гравитационные концентраты извлекают циркон, рутил, ильменит, монацит, гранат, касситерит, хромит, лейкоксен, золото, платину, эпидот, турмалин, роговую обманку и другие минералы.

Принципиальная схема доводки коллективного гравитационного концентрата на одной из отечественных фабрик представлена на рис. 100, а. Разделение минералов по электропроводности осуществляют с помощью коронно-электростатических сепараторов ЭКС-1250 и СЭС-2000. Выделение дистенового концентрата производится с помощью трибоэлектростатических сепараторов СТЭ.

Известно о длительном использовании процесса сепарации титано-циркониевых руд на предприятиях «Трейл-Рэджд» (США), «Умбабаба» (ЮАР), «Траванкор» (Индия) и др. В качестве основных титаносодержащих минералов в рудах этих месторождений являются ильменит (31—32% Ti), рутил (до 60% Ti). На большинстве обогатительных фабрик получают рутиловые концентраты, содержащие не менее 97% рутила, и цирконовые с содержанием циркона не менее 99%.

Электрическая сепарация включена в схемы обогатительных фабрик, введенных в эксплуатацию в 70—80-е годы и перерабатывающих прибрежные пески. Подготовку поверхности

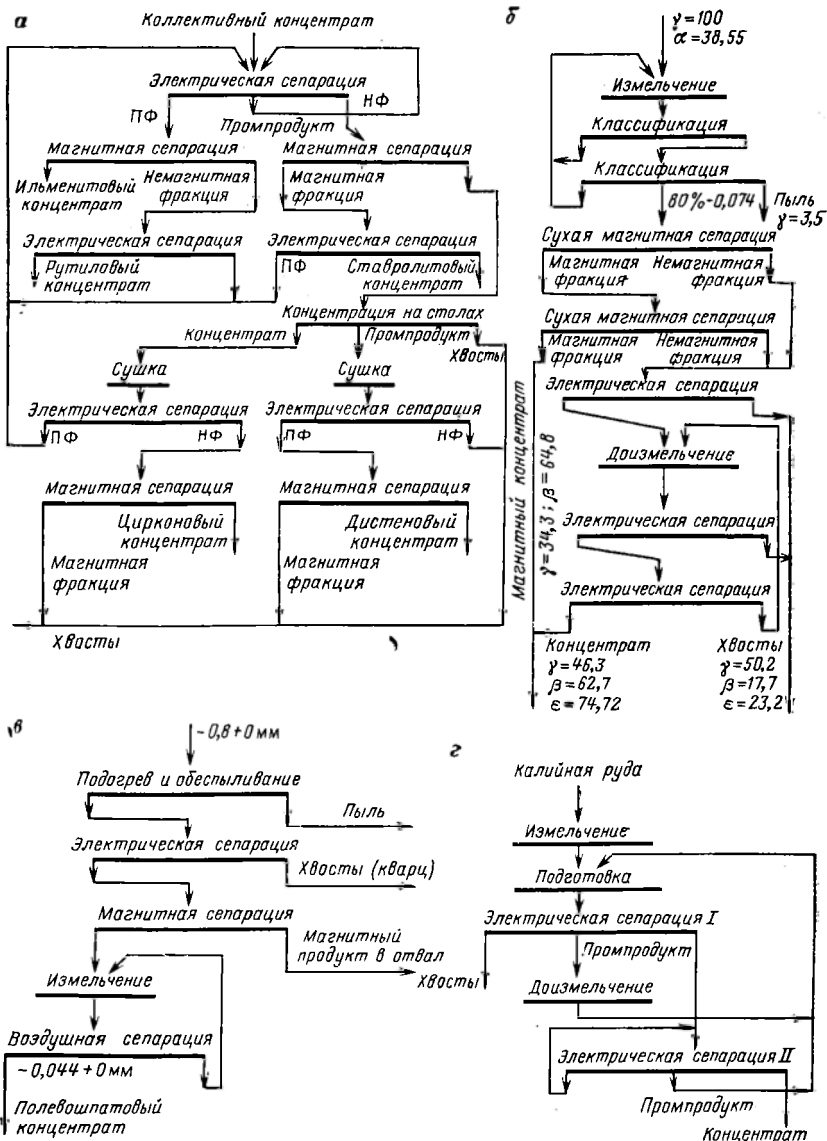


Рис. 100. Схемы обогащения полезных ископаемых с использованием электрической сепарации:

а — доводка коллективного концентрата; б — предлагаемая схема обогащения смешанных железистых кварцитов Михайловского ГОКа; в — полевошпатового сырья; г — калийных руд

коллективных гравитационных концентратов к электрическому обогащению производят с помощью оттирки и отмывки в кислотах. Сушку концентратов осуществляют во вращающихся печах и на электрическую сепарацию подают материал при температуре 80—120 °С.

Высокие технологические показатели при использовании процесса электрической сепарации в качестве доводочной операции получают при обогащении оловянных, титано-ниобневых и других концентратов.

Доводку коллективных концентратов осуществляют в большинстве случаев с использованием магнитной и электрической сепарации.

Электрическая сепарация применяется для обогащения железных руд, в частности гематитовых (спекуляритовых) и смешанных магнетито-гематитовых, а также неметаллических полезных ископаемых.

В настоящее время в переработку вовлекают бедные тонковкрапленные магнетитовые и окисленные руды. Соотношение рудных минералов в них различно. Характеристика железных руд Криворожского бассейна приведена ниже:

Руда	Магнетитовая	Окисленная
Содержание минералов, %:		
магнетита	30—46	0—13
гематита	2—10	—
сидерита	4—12	—
мартита и гематита . .	—	30—70
лимонита и гидроокислов железа	—	2—12
рудных минералов . . .	45—50	46—70
Содержание железа, %:		
общего	31—39	36—37
в форме магнетита . .	60—92	—

В зависимости от минерального состава железных руд применяют в комбинации или раздельно магнитную сепарацию в слабом поле, магнитную сепарацию в сильном поле, гравитационное обогащение, флотацию, обжиг-магнитный способ и электрические методы обогащения.

Основными свойствами компонентов железных руд, определяющих применение электрических методов обогащения, являются различия в прочности, плотности, электропроводности и трибоэлектризации рудных и нерудных минералов.

Железные руды Оленегорского месторождения вследствие относительно крупной вкрапленности эффективно обогащаются электрическими методами. Последние могут успешно применяться также для обработки смешанных железных руд и дообогащения промпродуктов магнитного и гравитационного обогащения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Автоклавные процессы в цветной металлургии/И. Н. Масленицкий, В. В. Доливо-Добровольский, Г. Н. Доброхотов и др. М., Металлургия, 1969.
2. Ангелов А. И., Набуллин Ю. Н. Электростатические сепараторы свободного падения. Недра, 1970.
3. Аренс В. Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М., Недра, 1975.
4. Аренс В. Ж., Исмагилов Б. В., Шпак Д. Н. Сквжинная гидродобыча твердых полезных ископаемых. М., Недра, 1980.
5. Волкова З. В., Жусь Г. В., Кузьмин Д. В. Диэлектрическая сепарация различных поликонцентратов и материалов. М., Недра, 1975.
6. Дегтяренко А. В., Искуменко В. М. Сепараторщик электрических сепараторов. М., Недра, 1970.
7. Деркач В. Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1966.
8. Дудко П. М. Подземное выщелачивание солей. М., Недра, 1972.
9. Журавлев С. И. Обогащение магнетитовых руд контактово-гидротермально-метасоматического генезиса. М., Недра, 1978.
10. Зеликман А. Н., Вольдман Г. М., Беляевская Л. В. Теория гидрометаллургических процессов. М., Металлургия, 1975.
11. Калабин А. И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. М., Атомиздат, 1981.
12. Классен В. И. Обогащение руд (химического сырья). М., Недра, 1979.
13. Кошелев И. В. Радиометрическая аппаратура для обогащения урановых руд. М., Госатомиздат, 1963.
14. Крейндин И. И., Маркова Р. И., Паска Л. М. Приборы для радиометрического обогащения руд. М., Атомиздат, 1972.
15. Кулебакин В. Г. Бактериальное выщелачивание сульфидных минералов. Новосибирск, Наука, 1978.
16. Месеняшин А. И. Электрическая сепарация в сильных полях. М., Недра, 1978.
17. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М., Недра, 1979.
18. Мокроусов В. А., Гольбек Г. Р., Архипов О. А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. М., Недра, 1968.
19. Набойченко С. С., Смирнов В. И. Гидрометаллургия меди. М., Металлургия, 1974.
20. Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения. М., Недра, 1977.
21. Пермяков Р. С., Романов В. С., Бельды М. П. Технология добычи солей. М., Недра, 1981.
22. Полькин С. И., Адамов Э. В., Панин В. В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. М., Недра, 1982.
23. Справочник по обогащению руд. Основные процессы. М., Недра, 1983.
24. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика. М., Недра, 1983.
25. Татарников А. П. Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых. М., Атомиздат, 1974.
26. Троицкий В. В. Промывка полезных ископаемых. М., Недра, 1978.
27. Таужиянская З. И. Состояние технологии бактериального выщелачивания за рубежом (обзор). М., Цветметинформация, 1973.
28. Физические основы электрической сепарации/А. И. Ангелов, И. П. Верещагин, В. С. Ершов и др. М., Недра, 1983.
29. Черняк А. С. Химическое обогащение руд. М., Недра, 1976.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	..
Глава 1. Сортировка полезных ископаемых	..
§ 1. Общие сведения	..
§ 2. Классификация способов сортировки	..
§ 3. Физические основы процесса сортировки	..
§ 4. Оценка эффективности процесса сортировки	..
§ 5. Технология сортировки полезных ископаемых	..
§ 6. Ручная сортировка	..
§ 7. Порционная сортировка полезных ископаемых	..
§ 8. Покусковая сортировка полезных ископаемых	..
§ 9. Аппаратура для покусковой и плоскокусковой сортировки	..
§ 10. Практика покусковой сортировки полезных ископаемых	..
§ 11. Техника безопасности при работе с сортирующей аппаратурой	..
Глава 2. Обогащение с использованием эффектов взаимодействия кусков разделяемых компонентов с рабочей поверхностью сепаратора	..
§ 12. Общие сведения	..
§ 13. Обогащение по упругости	..
§ 14. Обогащение по трению	..
§ 15. Комбинированное обогащение по трению и упругости	..
§ 16. Обогащение по форме	..
§ 17. Термоадгезионный метод обогащения	..
Глава 3. Обогащение на основе селективно направленного изменения размеров кусков компонентов полезного ископаемого	..
§ 18. Способы избирательного изменения размеров кусков компонентов	..
§ 19. Критерии оценки избирательного изменения размеров компонентов	..
§ 20. Избирательное разрушение компонентов полезного ископаемого в процессах добычи и дробления	..
§ 21. Избирательное разрушение компонентов в процессах измельчения	..
§ 22. Промывка полезных ископаемых	..
§ 23. Оттирка полезных ископаемых	..
§ 24. Декрипитационное разрушение	..
§ 25. Термохимическое разрушение	..
§ 26. Разрушение сжатой средой	..
§ 27. Разрушение с помощью электрогидравлического эффекта	..
§ 28. Изменение размеров частиц с помощью термообработки	..
§ 29. Изменение формы частиц различной пластичности при дроблении и измельчении	..
Глава 4. Обогащение с использованием избирательного характера фазовых переходов компонентов полезного ископаемого (комбинированные методы обогащения и переработки полезных ископаемых)	..
§ 30. Общие сведения	..
§ 31. Теоретические основы фазовых переходов полезного ископаемого или его компонентов	..
§ 32. Бактериальная интенсификация процессов перевода твердой фазы в раствор	..

§ 33. Перевод ценного компонента в форму, удобную для дальнейшего использования	167
§ 34. Технология кучного выщелачивания	168
§ 35. Технология чанового выщелачивания	182
§ 36. Технология автоклавного выщелачивания	191
§ 37. Геотехнологические методы добычи и переработки полезных ископаемых	197
Глава 5. Электрические методы обогащения	222
§ 38. Общие сведения	222
§ 39. Физические основы электрической сепарации	223
§ 40. Классификация электрических сепараторов	249
§ 41. Сепарация минеральных частиц в электростатических полях	253
§ 42. Диэлектрическая сепарация	268
§ 43. Сепарация в поле коронного разряда	275
§ 44. Трибоадгезионная сепарация	281
§ 45. Пневмоэлектрическая сепарация	285
§ 46. Прочие методы электрической сепарации	290
§ 47. Промышленные электрические сепараторы	291
§ 48. Подготовка материала к электрической сепарации	294
§ 49. Практика электрического обогащения	298
Список литературы	302

Борис Никитович Кравец

СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Редактор издательства *Л. М. Неваева*
 Технические редакторы *А. В. Трофимов, Н. В. Жидкова*
 Корректор *М. Е. Лукина*

ИБ № 5680

Сдано в набор 10.09.85. Подписано в печать 14.01.86. Т-03717. Формат 60×90^{1/16}. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 19,0. Усл. кр.-отт. 19,0. Уч.-изд. л. 20,0. Тираж 3450 экз. Заказ 1364/9462—11. Цена 1 руб.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, 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.