

Учреждение образования
«БЕЛОРУССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Н. И. Воробьев, Д. М. Новик

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Рекомендовано
учебно-методическим объединением высших учебных заведений
Республики Беларусь по химико-технологическому образованию
в качестве пособия для студентов высших учебных заведений,
обучающихся по специальности 1-48 01 01 «Химическая технология
неорганических веществ, материалов и изделий»
специализации 1-48 01 01 01 «Технология производства
минеральных удобрений, солей и щелочей»

Минск 2008

УДК 662.7(075.8)
ББК 33.4я73
В 75

Рецензенты:
кафедра «Горные работы» БНТУ
(доцент, кандидат технических наук *А. А. Кологривко*);
заведующий технологической лабораторией
ОАО «Белгорхимпром» кандидат технических наук *М. Р. Турко*

Все права на данное издание защищены. Воспроизведение всей книги или ее части не может быть осуществлено без разрешения учреждения образования «Белорусский государственный технологический университет».

Воробьев, Н. И.

В 75 Обогащение полезных ископаемых : пособие для студентов специальности 1-48 01 01 «Химическая технология неорганических веществ, материалов и изделий» специализации 1-48 01 01 01 «Технология производства минеральных удобрений, солей и щелочей» / Н. И. Воробьев, Д. М. Новик. – Минск : БГТУ, 2008. – 174 с.

ISBN 978-985-434-768-4

В данном пособии изложены теоретические основы обогащения полезных ископаемых; рассмотрены общие сведения о полезных ископаемых, их состав и показатели обогащения; охарактеризованы такие подготовительные операции, как дробление, грохочение (классификация), измельчение; описаны гравитационные и флотационные методы обогащения, а также оборудование и схемы, применяемые при осуществлении этих методов. Кроме того, рассмотрены вопросы обогащения химического сырья, а именно апатитовых и фосфоритных руд, серных и калийных руд.

Пособие предназначено для студентов специальности 1-48 01 01 «Химическая технология неорганических веществ, материалов и изделий» специализации 1-48 01 01 01 «Технология производства минеральных удобрений, солей и щелочей».

УДК 662.7(075.8)
ББК 33.4я73

© УО «Белорусский государственный

ISBN 978-985-434-768-4

технологический университет», 2008
© Воробьев Н. И., Новик Д. М., 2008

ПРЕДИСЛОВИЕ

Процессы обогащения полезных ископаемых, целью которых является повышение содержания ценных компонентов в перерабатываемом природном сырье, играют все возрастающую роль в развитии современного народнохозяйственного комплекса. Это связано с тем, что месторождения богатых руд во многих случаях уже отработаны и для поддержания производственных мощностей предприятий на необходимом уровне приходится вовлекать в эксплуатацию бедные руды. Кроме того, повышение содержания полезных компонентов в перерабатываемом сырье является одним из основных направлений интенсификации технологических процессов в химической, металлургической и других отраслях промышленности.

Настоящее пособие предназначено для студентов, обучающихся по химико-технологическим специальностям. В нем в сжатой форме изложены общие сведения о полезных ископаемых и методах их обогащения. Дано описание подготовительных операций перед обогащением (дробление, грохочение, измельчение и классификация руд), а также процессов обогащения руд методами гидравлической классификации, отсадки, обогащения в тяжелых жидкостях и суспензиях, а также в струе воды на наклонных поверхностях. Рассмотрены теоретические основы флотационных методов обогащения, виды флотационных реагентов и их роль в процессе флотации, принципы подбора флотационных реагентов для обогащения руд различного состава, конструкции флотационных машин и влияние различных факторов на эффективность процесса флотации. В заключительном разделе дано описание технологических схем флотационного обогащения горнохимического сырья – апатитов и фосфоритов, серных и калийных руд.

Авторы выражают глубокую признательность рецензентам: коллективу кафедры «Горных работ» Белорусского национального технического университета во главе с доктором технических наук, профессором Смычником А. Д.; заведующему технологической лабораторией ОАО «Белгорхимпром» кандидату технических наук Турко М. Р., заведующему научно-исследовательским технологическим отделом ОАО «Белгорхимпром» Стромскому А. С.; доктору технических наук, профессору Белорусского государственного технологического университета Левданскому Э. И. за рассмотрение рукописи и сделанные при этом критические

замечания и полезные рекомендации, которые учтены при окончательном редактировании работы.

ГЛАВА 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Полезными ископаемыми называют природные минеральные образования, добываемые из земных недр и используемые для производства промышленных продуктов. Под недрами понимают верхнюю часть земной коры, в пределах которой при современном уровне развития техники и технологии возможна добыча полезных ископаемых. На современном этапе развития человечество использует в своей практике преобладающее большинство химических элементов Периодической системы Д. И. Менделеева в чистом виде и огромное количество их соединений, поэтому потребность в полезных ископаемых непрерывно возрастает. Некоторые элементы и их соединения производятся и потребляются в огромных масштабах, измеряемых сотнями миллионов тонн в год. К числу этих элементов относятся углерод, кремний, железо, алюминий, азот, фосфор, калий и др.

На основе углерода производят твердое, жидкое, газообразное топливо (каменный уголь, природный газ, нефть) и огромное количество его соединений, которые применяются в органическом синтезе для получения пластических масс, синтетических волокон, резинотехнических изделий, лаков, взрывчатых веществ, красок и др.

На основе кремния производят строительные материалы – цемент, кирпич, керамические изделия, стекло и т. п.

На основе железа – чугун, сталь, и сплавы различных марок, являющиеся важнейшими конструкционными материалами. Соединения азота, фосфора и калия используются главным образом для получения минеральных удобрений, потребность в которых измеряется сотнями миллионов тонн в год. В то же время потребность в других элементах на несколько порядков ниже, однако без этих элементов современное народное хозяйство функционировать не может. К числу этих элементов относятся редкоземельные и радиоактивные элементы, благородные металлы и др. Вследствие роста промышленного производства и увеличения ассортимента выпускаемой продукции возникает необходимость изыскания новых видов полезных ископаемых, совершенствование их добычи и переработки. Таким образом, полезные ископаемые являются одним из важнейших источников сырья, используемого для производства продукции

Понятие «сырье» носит более общий характер по сравнению с понятием «полезные ископаемые». Под сырьем подразумеваются все виды природных материалов, используемых для получения продукции. В связи с этим сырье классифицируют по различным признакам.

По происхождению сырье подразделяется на минеральное, растительное и животное.

В наибольших масштабах потребляется минеральное сырье – полезные ископаемые, добываемые из земной коры.

По агрегатному состоянию сырье подразделяют на твердое (уголь, руды металлов, горно-химическое и др.), жидкое (нефть, рассолы, минеральные воды) и газообразное (воздух, природный газ).

По составу сырье подразделяется на органическое и неорганическое.

Минеральное сырье подразделяется на рудное, нерудное и горючее.

Рудным минеральным сырьем называют горные породы, содержащие металлы, которые могут быть экономически выгодно извлечены в технически чистом виде. Это железные руды, руды цветных и редких металлов и т. д. В этих рудах металлы содержатся в виде оксидов, сульфидов и некоторых солей. Руды, содержащие несколько металлов в количествах, достаточных для их извлечения, называются полиметаллическими, например медно-цинковые, свинцово-цинковые, никель-кобальт-молибденовые и др.

Нерудным или неметаллическим сырьем называют все неорганическое сырье, используемое в производстве химических, строительных и других неметаллических материалов, но не являющееся источником для получения металлов. Большая часть нерудного сырья также содержит металлы в виде различных солей (фосфаты, сульфаты, хлориды, алюмосиликаты и др.), однако получение чистых металлов из этих видов сырья представляет большие технические трудности.

Горючее минеральное сырье представляет собой органические ископаемые – уголь, сланец, торф, нефть, природные газы и др. Эти виды сырья используют как энергетическое топливо и как химическое сырье. Такая классификация носит условный характер, так как часть природных материалов, не используемых для получения металлов, также называют рудами (фосфатные руды, калийные руды и др.).

Ценность сырья определяется многими факторами: потребностью народного хозяйства в том или ином элементе, его

содержанием в руде, доступностью для добычи и переработки, уровнем развития техники. Химические элементы распространены в природе крайне неравномерно. На основе результатов специальных геологических и геохимических исследований к настоящему времени рассчитаны запасы всех химических элементов в земной коре на глубине до 16 км, включая атмосферу. Их содержание представлено в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Содержание химических элементов в земной коре

| Элемент | Содержание, % | Элемент | Содержание, % | Элемент | Содержание, % |
|----------|---------------|----------|---------------|----------|---------------|
| Кислород | 49,13 | Титан | 0,66 | Стронций | 0,035 |
| Кремний | 26,0 | Углерод | 0,35 | Хром | 0,03 |
| Алюминий | 7,45 | Хлор | 0,20 | Цирконий | 0,025 |
| Железо | 4,20 | Фосфор | 0,12 | Ванадий | 0,02 |
| Кальций | 3,25 | Сера | 0,10 | Никель | 0,02 |
| Натрий | 2,40 | Марганец | 0,10 | Цинк | 0,02 |
| Магний | 2,35 | Фтор | 0,08 | Медь | 0,01 |
| Калий | 2,35 | Барий | 0,05 | Прочие | 0,06 |
| Водород | 1,0 | Азот | 0,04 | | |

Таким образом, 25 элементов составляют 99,4% массы земной коры. На долю остальных элементов, включая такие широко используемые элементы, как свинец, ртуть, мышьяк и др., приходится лишь 0,06% массы земной коры.

По масштабам производства и потребления химические элементы располагаются в следующий ряд: углерод, кремний, железо, алюминий, натрий, кальций, сера, магний, медь, свинец, калий, марганец, фосфор и цинк.

Из этих данных видно, что для большинства химических элементов наблюдается явное несоответствие между запасами и потреблением. Кроме того, химические элементы крайне неравномерно распределены по поверхности земного шара. Ряд из них образуют мощные залежи в определенных точках земного шара, а другие рассеяны по всей поверхности. Так, например, содержание титана в земной коре примерно в 2 раза больше, чем углерода, однако он рассеян по поверхности земли и не образует крупных залежей, поэтому отнесен к редким элементам. В то же время углерод

сконцентрирован в мощных залежах каменного угля, нефти, карбонатов, которые легко доступны для добычи.

Природное скопление полезного ископаемого называют месторождением полезного ископаемого. При оценке месторождения определяют запасы полезного ископаемого, его свойства, химический состав, условия залегания и доступность для разработки.

По степени изученности месторождений запасы полезных ископаемых делятся на разведанные (категории А, В, С₁) и предварительно оцененные (категория С₂).

В категорию А включаются детально разведанные, опробованные и подготовленные для эксплуатации запасы, которые служат для обоснования производственного планирования объема добычи.

В категорию В включают запасы сырья, установленные геологоразведочными работами, качество которых проверено лишь лабораторными исследованиями.

К категории С₁ относят запасы, определенные на основании экстраполяции по геологическим и геофизическим данным. Условия, определяющие ведение эксплуатационных работ, выяснены в общих чертах.

К категории С₂ относят запасы, предварительно оцененные по геологическим данным. Контур категории принят по данным примыкающих участков.

По пригодности к промышленному освоению запасы делят на балансовые и забалансовые.

К балансовым запасам относятся запасы полезных ископаемых, которые по своему качеству соответствуют требованиям промышленности и по условиям залегания могут быть добыты и переработаны в настоящее время экономически эффективными методами.

Запасы сырья, характеризующиеся низким содержанием полезного вещества, присутствием вредных примесей и сложными условиями залегания, вследствие чего они не могут в настоящее время эффективно эксплуатироваться, относятся к забалансовым.

Экономический потенциал любой страны в большой степени определяется природными ресурсами полезных ископаемых, масштабами и качественной характеристикой их месторождений, а также уровнем развития сырьевых отраслей промышленности. Советский Союз имел мощную сырьевую базу и был обеспечен практически всеми источниками сырья, причем по запасам многих из

них он занимал первое место в мире. Республика Беларусь, находясь в составе СССР, была также обеспечена всеми источниками сырья. На ее территории были построены гигантские предприятия машиностроительной, химической и радиоэлектронной промышленности, которые производили огромный ассортимент продукции для нужд всей страны. Поставка сырья и энергоресурсов осуществлялась из других республик Союза по очень низким ценам, в связи с чем наблюдалось интенсивное развитие промышленности, и по уровню развития промышленности Беларусь занимала одно из ведущих мест в Союзе. С распадом СССР сырьевая проблема для нашей республики резко обострилась, так как на ее территории отсутствует большинство сырьевых источников за исключением калийных руд и сырья для производства строительных материалов. На территории Беларуси разведаны месторождения бурого угля, железных руд, сланцев, фосфатов и др., однако эти месторождения не осваивались из-за низкого содержания полезных компонентов и неблагоприятных условий залегания и поэтому они были отнесены к забалансовым.

В настоящее время назрела необходимость вернуться к этим вопросам и более внимательно оценить собственную сырьевую базу и возможности ее вовлечения в промышленную эксплуатацию. Этими вопросами начали вплотную заниматься научные учреждения республики.

1.1. Характеристика методов обогащения

В зависимости от условий залегания месторождений полезных ископаемых их добыча (разработка) ведется подземным и открытым способами. Подземную разработку месторождений полезных ископаемых ведут горные предприятия – шахты, рудники; открытую – карьеры, разрезы, прииски.

Добываемая руда представляет собой куски породы (до 1,5 м), состоящей из смеси различных минералов. Кроме полезных минералов руда всегда содержит в том или ином количестве вредные или бесполезные примеси, которые называются пустой породой. В большинстве случаев содержание примесей весьма велико, поэтому перед переработкой руда подвергается обогащению.

Обогащение заключается в отделении полезных минералов от большей части примесей, в результате чего получают как минимум два продукта: концентрат, в котором содержится большая часть

ценного компонента, и хвосты, с которыми удаляются преимущественно минералы пустой породы.

Разделение минералов, включающих ценные компоненты, от минералов пустой породы, направляемых в отходы, осуществляется механизированными методами, основанными на различии свойств минералов, входящих в состав руды. Природные минералы отличаются друг от друга по многим свойствам: по цвету и блеску; твердости, крупности и форме зерен; коэффициенту трения; плотности; магнитным и электрическим свойствам; химическим и физико-химическим свойствам.

На основании различий этих свойств в настоящее время разработаны и внедрены в промышленную практику большое количество способов обогащения руд, важнейшими из которых являются:

1) ручная рудоразборка. Этот метод основан на ручном отборе ценных пород по внешним признакам – цвету, блеску, размеру и форме кусков или зерен. Для ускорения ручной рудоразборки руда подается на ленточные транспортеры или вращающиеся столы, на которых материал движется с такой скоростью, чтобы рабочие успевали отобрать нужную породу. Это очень простой метод, однако он очень малопроизводителен, требует больших затрат ручного труда и не обеспечивает нужной степени обогащения. В настоящее время он практически не используется;

2) рассеивание (грохочение). Метод основан на различной крупности минералов, входящих в состав руды. Он заключается в просеивании раздробленной руды через ряд сит (грохотов) с отверстиями различного размера. Благодаря этому, раздробленную руду можно разделить на ряд фракций, в которых концентрируются те или иные минералы. Так, например, при обогащении фосфатных руд фосфорит как наиболее крупный материал задерживается грохотом, а пустая порода (песок, глина) проходит через отверстия сит;

3) обогащение (по трению). Способ базируется на различии характера поверхности минералов и заключается в том, что зерна разной гладкости под воздействием внешних сил перемещаются по наклонной поверхности с различной скоростью. Этим способом можно обогащать руды, минералы которых отличаются друг от друга по коэффициенту трения, благодаря чему их можно разделить на легко скользящие гладкие зерна и на зерна с неоднородной шероховатой поверхностью, скользящие более медленно;

4) гравитационное обогащение. Метод основан на различии скоростей осаждения частиц в жидкости или газе в зависимости от плотности или крупности частиц. Если осаждение проводят в жидкости (в воде), его называют мокрым гравитационным обогащением, если осаждение ведут в потоке воздуха – сухим гравитационным обогащением. Мокрое гравитационное обогащение осуществляется в аппаратах, называемых гидравлическими классификаторами. При сухом гравитационном обогащении применяют воздушные сепараторы различных типов, центробежные сепараторы. Руда подается на вращающийся диск и отбрасывается (крупные – на более дальние расстояния, мелкие – ближе);

5) обогащение в тяжелых жидкостях и суспензиях. Природные минералы с различными плотностями разделяют в жидкостях (суспензиях), имеющих промежуточную плотность. Легкие минералы всплывают, тяжелые – тонут. В промышленной практике вместо тяжелых жидкостей применяют суспензии. В качестве утяжелителей используются тонко измельченный магнетит, глина, песок, феросилиций и др.;

б) магнитное или электромагнитное обогащение. Способ основан на различии магнитной восприимчивости минералов, входящих в состав руды. Магнитная сепарация применяется для отделения магнитовосприимчивых минералов от немагнитных. Наибольшее применение этот метод нашел при обогащении железных руд. Измельченный материал поступает на ленточный транспортер, в головке которого установлен электромагнит. Магнитовосприимчивые частицы притягиваются и срезаются ножом, немагнитные – ссыпаются в бункер;

7) электростатическое обогащение. Метод основан на различной диэлектрической проницаемости и электропроводности частиц. При контактном трении сухого материала его частицы приобретают различный заряд и разделяются в электростатическом поле на два продукта. Этот метод применяется для обогащения калийных руд, фосфатных руд и др.;

8) флотационный метод обогащения. Он базируется на различной смачиваемости поверхности минералов водой. Смачиваемость поверхности твердого тела при соприкосновении трех фаз (Т, Г, Ж) характеризуется величиной равновесного краевого угла, под которым понимают угол, образованный поверхностью раздела

двух фаз с поверхностью третьей. Его принято измерять через жидкую фазу и обозначать символом θ_p .

Жидкость образует с несмачиваемой частицей тупой угол, а со смачиваемой – острый. Силы поверхностного натяжения стремятся выровнять уровень жидкости, в результате чего несмачиваемая (гидрофобная) частичка выталкивается из жидкости (всплывает), а смачиваемая (гидрофильная) погружается в жидкость (тонет).

Для ускорения процесса флотации применяют ряд технологических приемов. Руду измельчают и смешивают с водой. Через образующуюся суспензию продувают пузырьки воздуха. Несмачиваемые частицы прилипают к пузырькам и всплывают на поверхность, образуя слой минерализированной пены, а смачиваемые тонут. Для интенсификации процесса применяют различные флотореагенты – собиратели, пенообразователи и регуляторы.

Флотационный метод обогащения в настоящее время получил самое широкое распространение, ибо из всех рассмотренных методов он является наиболее эффективным. Он позволяет разделить полиметаллические руды и обеспечить комплексное использование сырья;

9) химический и термический методы обогащения. Химические методы обогащения основаны на различной растворимости компонентов, входящих в состав руды в воде или растворах кислот, щелочей и др., а термические – на различных температурах плавления или термического разложения минералов, входящих в состав руды.

1.2. Показатели процесса обогащения полезных ископаемых

Эффективность процесса обогащения оценивается по ряду показателей: выход концентрата и хвостов, содержание полезного компонента в концентрате и хвостах, степень извлечения полезного компонента в концентрат, коэффициент сокращения и коэффициент обогащения.

В обогатительной практике содержание полезного компонента в руде в весовых процентах обозначается через α , в концентрате или промежуточном продукте – β ; в хвостах – θ .

Выход γ – количество полученного продукта: концентрата – γ_k , промежуточного продукта – γ_p , хвостов – γ_x , выраженное в процентах к исходному материалу.

Извлечение ε является показателем, обозначающим часть извлекаемого компонента, содержащегося в обогащаемой руде, которая перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Извлечение выражается в процентах и вычисляется как отношение массы компонента m_k в данном продукте к его массе в обогащенной руде m_p . Количество исходной руды принимается за 100%.

Таким образом,

$$\gamma_k + \gamma_x = 100\%,$$

$$\gamma_k = m_k / m_p \cdot 100\%; \quad \gamma_x = m_x / m_p \cdot 100\%,$$

$$\xi = m_k \beta / m_p \alpha \cdot 100\% = \gamma_k \beta / \alpha,$$

$$\varepsilon \alpha = \gamma_k \beta, \quad \gamma_k = \varepsilon \alpha / \beta.$$

Коэффициентом сокращения K_c называется отношение массы перерабатываемой руды к массе полученного концентрата:

$$K_c = 100 / \gamma_k.$$

Коэффициентом обогащения K_o называется отношение процентного содержания полезного компонента в концентрате к процентному содержанию в исходной руде:

$$K_o = \beta / \gamma.$$

1.3. Схемы обогащения полезных ископаемых

Обогащение полезных ископаемых состоит из ряда последовательных операций. Процесс обработки руды на обогатительной фабрике состоит из сочетания главных, вспомогательных и служебных операций. К главным операциям относится дробление, измельчение, грохочение, концентрация (обогащение) и обезвоживание (фильтрация и сушка). К вспомогательным операциям относится разгрузка руды, транспортирование в сухом виде и с водой, распределение материалов и реагентов по аппаратам, перемешивание, удаление отходов. К служебным операциям относится водоснабжение, электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, реагентами, контроль за ходом технологического процесса. Так как руды по своему составу и природе различны, то различно также и комбинирование операций на фабрике. Графическое изображение пути следования продуктов обработки руды с указанием операций и качества обрабатываемого материала по крупности и по содержанию ценных компонентов

называется качественной схемой операций. Качественная схема обогащения полезных ископаемых представлена на рис. 1.1.

Качественная схема с указанием на ней количественных данных по распределению твердого материала (руды, промышленных продуктов, концентратов, хвостов) и воды называется количественной и шламовой схемой (рис. 1.2).

Наглядное графическое изображение движения материалов на фабрике с условным изображением (обозначением основных и вспомогательных аппаратов) называется схемой цепи аппаратов (рис. 1.3).

Рассмотрим схему цепи аппаратов для обогащения монометаллической руды методом флотации.

Исходная руда направляется на сухое дробление, которое осуществляется в две стадии. Перед каждой стадией дробления производится грохочение для выделения мелочи, благодаря чему реализуется принцип «не дробить ничего лишнего», исключается забивание дробилки. После второй стадии дробления мелкая дробленая руда подается на измельчение в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором, с целью выделения готовой фракции размером $-0,1$ мм. Затем пульпа смешивается с фотореагентами и подается на флотацию. В ходе флотации образуется три продукта – концентрат, промежуточный продукт и хвосты. Хвосты направляются в отвал, при необходимости идет их обезвоживание. Готовый продукт сгущают, фильтруют и сушат. Вода возвращается в цикл.

Таким образом, обогащение складывается из нескольких стадий: дробление, грохочение, измельчение, классификация, обогащение, обезвоживание и сушка концентрата. В связи с этим дальнейшее изложение материала будет осуществляться в последовательности, соответствующей указанным стадиям.

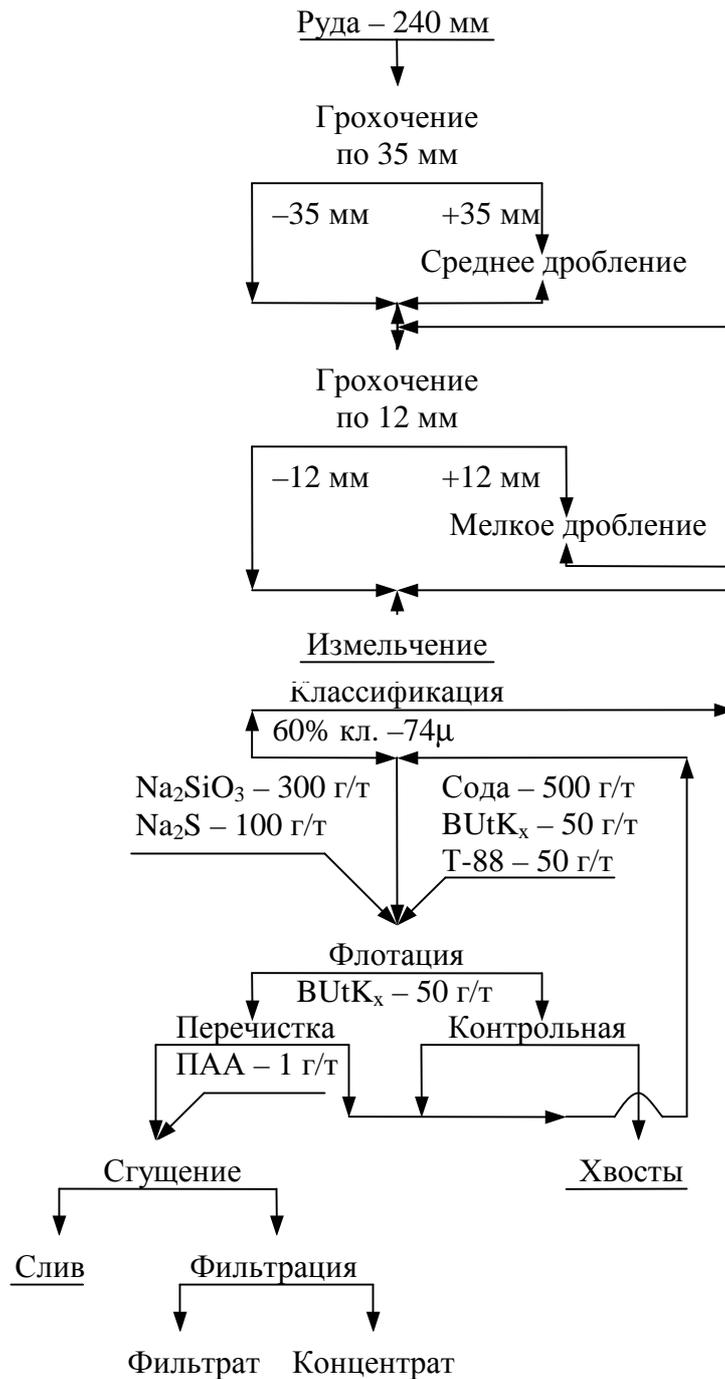


Рис. 1.1. Качественная схема обогащения полезных ископаемых

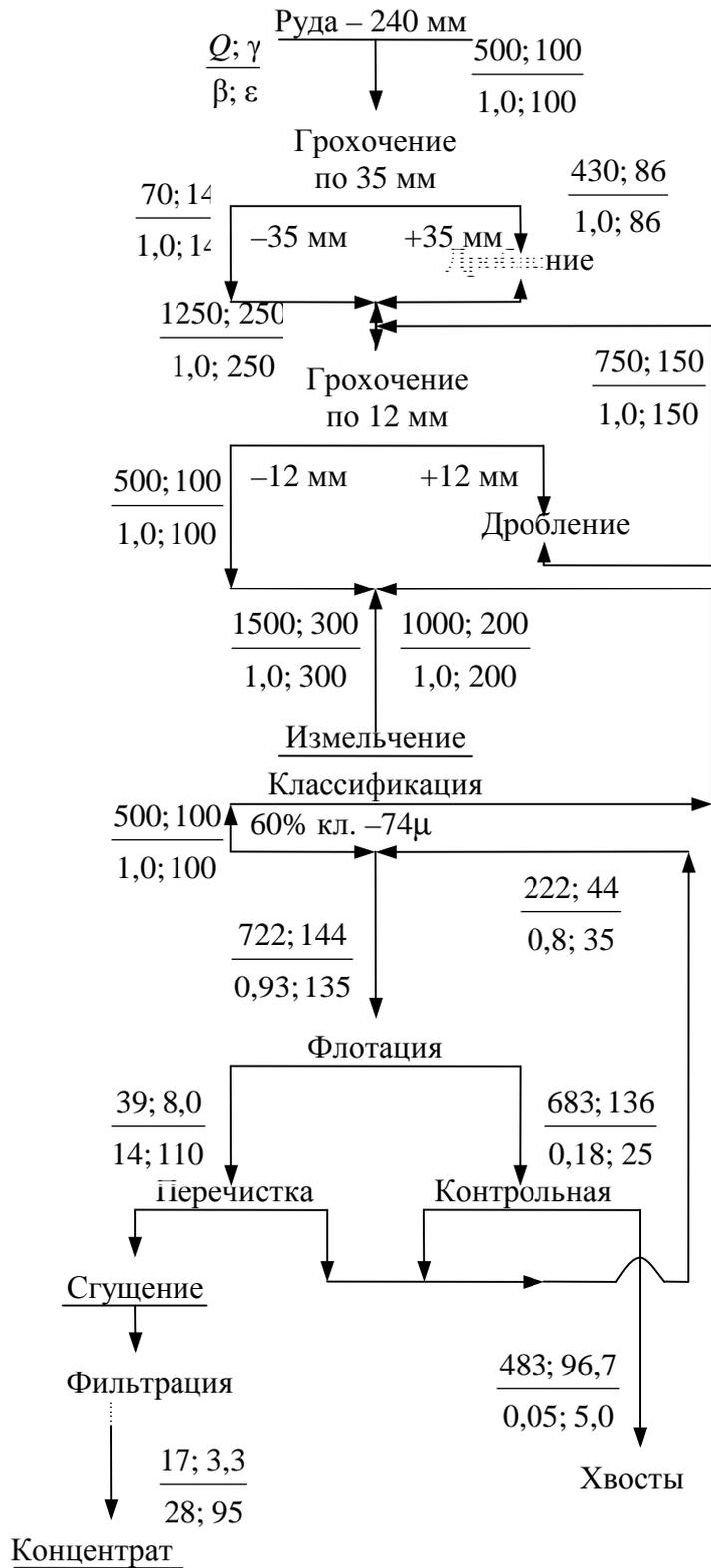
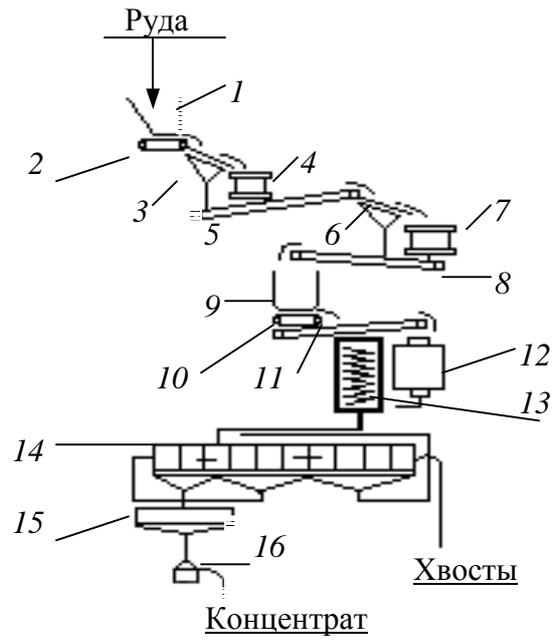


Рис. 1.2. Количественная схема обогащения полезных ископаемых



| № п/п | Наименование | Количество |
|-----------------|-----------------------|------------|
| 1 | Бункер исходной руды | 1 |
| 2, 5, 8, 10, 11 | Конвейер | 5 |
| 3 | Грохот ГИТ-51 | 1 |
| 4 | Дробилка КСД-2200А | 1 |
| 6 | Грохот ГИТ-61А | 2 |
| 7 | Дробилка КСД-1750Т | 2 |
| 9 | Бункер дробленой руды | 1 |
| 12 | Мельница МШР 60 × 80 | 1 |
| 13 | Классификатор | 1 |
| 14 | ФлотомашинaФПМ-63 | 5 |
| 15 | Сгуститель Ц-15 | 1 |
| 16 | Фильтр В-140-3,5У | 1 |

Рис. 1.3. Схема цепи аппаратов обогащения полезных ископаемых

ГЛАВА 2. ДРОБЛЕНИЕ РУД

Руда или любое полезное ископаемое, отделенное от массива, состоит из кусков различной крупности. Максимальный размер кусков зависит от принятой системы горных работ и достигает 1200–1500 мм, чаще всего 250–500 мм. Такие куски руды представляют собой сростки ценных минералов с пустой породой. Для разделения рудной массы на ценные компоненты и пустую породу, необходимо предварительно руду измельчить, чтобы разрушить связи ценных минералов с пустой породой.

Степень измельчения руды зависит от вкрапленности минералов, которая определяется размером кристаллов ценных минералов и характером их прорастания в пустой породе. В зависимости от крупности кристаллов ценных минералов руды разделяют на три типа:

- 1) крупновкрапленные, в которых зерна ценных минералов имеют размер не менее 1 мм;
- 2) мелковкрапленные, в которых зерна ценных минералов имеют размер около 0,4 мм;
- 3) весьма тонковкрапленные, в которых минералы имеют размер менее 0,4 мм.

От характера вкрапленности зависит тонкость помола руды и выбор метода ее обогащения. Чем крупнее минералы, составляющие руду, тем меньше требуемая степень измельчения, тем проще и дешевле процесс обогащения.

Контроль над процессами дробления и измельчения осуществляют с помощью ситового анализа путем просеивания измельченного материала через набор стандартных сит с различным размером отверстий. Стандартные сетки для сит изготавливают из проволоки. Эти сита имеют квадратные отверстия различного размера. Согласно ГОСТ 3584–73 испытательные сита имеют размеры, приведенные в табл. 2.1.

Для выполнения ситового анализа используют набор стандартных сит диаметром 200 мм, помещенных в обечайки высотой 50 мм, с натянутыми на них сетками. Сита плотно вставляют друг в друга. Верхнее сито имеет максимальный размер отверстий, нижнее – минимальный. Внизу располагается поддон. На верхнее сито загружают среднюю пробу измельченного материала весом 100–150 г и плотно закрывают крышкой. Набор сит энергично встряхивают

вручную или с помощью механического встряхивателя в течении 12–15 мин. Продукты с каждого сита и поддона тщательно собирают и взвешивают, определяя процентное содержание каждой фракции.

Таблица 2.1

Характеристика испытательных сит

| № сетки | Размер отверстия, мм | Диаметр проволоки, мм | № сетки | Размер отверстия, мм | Диаметр проволоки, мм |
|---------|----------------------|-----------------------|---------|----------------------|-----------------------|
| 2,5 | 2,5 | 0,5 | 0,25 | 0,25 | 0,13 |
| 2 | 2 | 0,5 | 0,224 | 0,224 | 0,13 |
| 1,6 | 1,6 | 0,45 | 0,2 | 0,2 | 0,13 |
| 1,25 | 1,25 | 0,4 | 0,18 | 0,18 | 0,13 |
| 1 | 1 | 0,35 | 0,16 | 0,16 | 0,12 |
| 0,9 | 0,9 | 0,35 | 0,14 | 0,14 | 0,09 |
| 0,8 | 0,8 | 0,3 | 0,125 | 0,125 | 0,09 |
| 0,7 | 0,7 | 0,3 | 0,112 | 0,112 | 0,08 |
| 0,63 | 0,63 | 0,25 | 0,1 | 0,1 | 0,07 |
| 0,56 | 0,56 | 0,23 | 0,09 | 0,09 | 0,07 |
| 0,5 | 0,5 | 0,22 | 0,08 | 0,08 | 0,055 |
| 0,45 | 0,45 | 0,18 | 0,071 | 0,071 | 0,055 |
| 0,4 | 0,4 | 0,15 | 0,063 | 0,063 | 0,045 |
| 0,355 | 0,355 | 0,15 | 0,056 | 0,056 | 0,04 |
| 0,315 | 0,315 | 0,14 | 0,05 | 0,05 | 0,035 |
| 0,28 | 0,28 | 0,14 | 0,045 | 0,045 | 0,035 |

Массу продукта, прошедшего через сито с диаметром d , обозначают $-d$, а оставшегося на сите $+d$. Полученные данные заносят в таблицу (табл. 2.2), по материалам которой строят график характеристики гранулометрического состава измельченной руды (рис. 2.1).

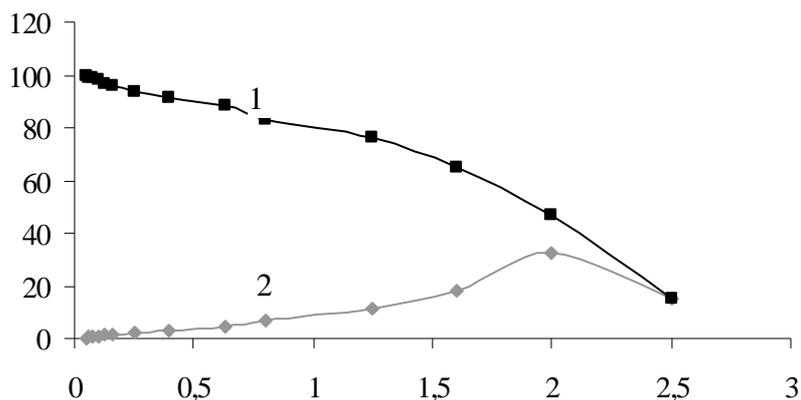


Рис. 2.1. Результаты ситового анализа

Таблица 2.2

Результаты ситового анализа (масса пробы 200 г)

| № сита | Размер фракций, мм | Выход продукта по классам | | |
|--------|--------------------|---------------------------|-------|--------------------|
| | | г | % | суммарный выход, % |
| 2,5 | +2,5 | 32,45 | 14,75 | 14,75 |
| 2 | -2,5 ... +2 | 70,67 | 32,12 | 46,87 |
| 1,6 | -2 ... +1,6 | 39,35 | 18,34 | 65,21 |
| 1,25 | -1,6 ... +1,25 | 24,31 | 11,05 | 76,26 |
| 0,8 | -1,25 ... +0,8 | 15,69 | 7,13 | 83,39 |
| 0,63 | -0,8 ... +0,63 | 10,63 | 4,83 | 88,22 |
| 0,4 | -0,63 ... +0,4 | 7,34 | 3,33 | 91,55 |
| 0,25 | -0,4 ... +0,25 | 5,1 | 2,3 | 93,85 |
| 0,16 | -0,25 ... +0,16 | 3,77 | 1,71 | 95,56 |
| 0,125 | -0,16 ... +0,125 | 2,93 | 1,33 | 96,89 |
| 0,1 | -0,125 ... +0,1 | 2,07 | 0,94 | 97,83 |
| 0,08 | -0,1 ... +0,08 | 1,54 | 0,7 | 98,53 |
| 0,063 | -0,08 ... +0,063 | 1,15 | 0,52 | 99,05 |
| 0,05 | -0,063 ... +0,05 | 0,73 | 0,33 | 99,35 |
| | -0,05 | 1,37 | 0,62 | 100 |

Кривая 1 соответствует процентному выходу каждого класса, а кривая 2 представляет характеристику измельченного материала по суммарному весовому выходу.

Дробление и измельчение руд осуществляется путем механического воздействия на куски руды в машинах различной

конструкции (дробилках, мельницах). В зависимости от конструктивных особенностей машин дробление и измельчение до частиц желаемого размера осуществляется раздавливанием, раскалыванием, разламыванием, резанием, распиливанием, истиранием, ударом и различными комбинациями этих способов.

Раздавливание (рис. 2.2, *а*) – тело под действием нагрузки деформируется по всему объему и когда внутреннее напряжение в нем превысит предел прочности сжатию, разрушается. В результате такого разрушения получают частицы различного размера и формы.

Раскалывание (рис. 2.2, *б*) – тело разрушается на части в местах концентрации наибольших нагрузок, передаваемых клинообразными рабочими элементами измельчителя. Образующиеся при этом частицы более однородны по размерам и форме, хотя форма, как и при раздавливании, непостоянна. Способ раскалывания по сравнению с раздавливанием позволяет регулировать крупность получаемых частиц.

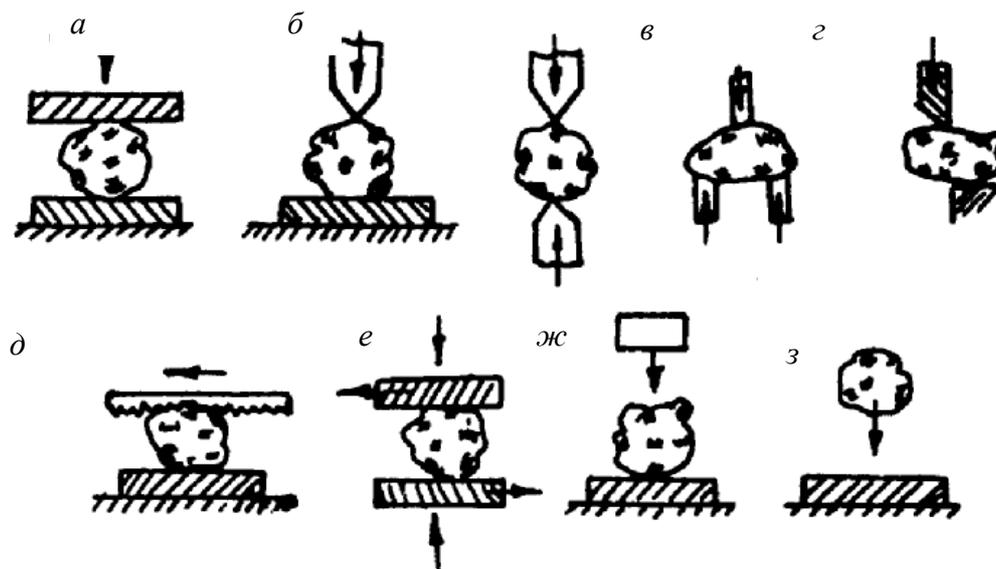


Рис. 2.2. Методы дробления и измельчения:
а – раздавливание; *б* – раскалывание; *в* – разламывание; *г* – резание;
д – распиливание; *е* – истирание; *ж* – стесненный удар;
з – свободный удар

Разламывание (рис. 2.2, *в*) – тело разрушается под действием изгибающих сил. Размеры и форма частиц, получающихся при разламывании примерно такие же, как и при раскалывании.

Резание (рис. 2.2, *з*) – тело делится на части заранее заданных размеров и формы. Процесс полностью управляемый.

При распиливании (рис. 2.2, *д*) результаты получаются такие же, как и при резании. Процесс полностью управляем, и частицы имеют заранее заданные размер и форму.

Истирание (рис. 2.2, *е*) – тело измельчается под действием сжимающих, растягивающих и срезающих сил. При этом получают мелкий порошкообразный продукт.

Удар (рис. 2.2, *ж*) – тело распадается на части под действием динамической нагрузки. При сосредоточенной нагрузке получается эффект, подобный тому, что происходит при раскалывании, а при распределении нагрузки по всему объему эффект разрушения аналогичен раздавливанию.

Различают разрушение тела стесненным и свободным ударом. При стесненном ударе (см. рис. 2.2, *ж*) тело разрушается между двумя рабочими органами измельчителя. Эффект такого разрушения зависит от кинетической энергии ударяющего тела. При свободном ударе (рис. 2.2, *а*) разрушение тела наступает в результате столкновения его с рабочим органом измельчителя или другими телами в полете. Эффект такого разрушения определяется скоростью их столкновения независимо от того, движется разрушаемое тело или рабочий орган измельчителя.

Из перечисленных способов пригодными для промышленного измельчения оказались раскалывание, разламывание, раздавливание, истирание и удар. Раскалывание применяют для получения кусковых материалов; разламывание обычно сопутствует другим способам при крупном, среднем и мелком измельчении, а разрезание и распиливание применяют в тех случаях, когда нужно получить куски материала определенного размера и заданной формы.

Истирание применяют для тонкого измельчения мягких и вязких материалов. При этом его всегда комбинируют с раздавливанием или ударом. Истирание улучшает процесс тонкого измельчения и перемешивания материалов, но при этом увеличиваются расход энергии и износ рабочих элементов измельчителя. Продукты износа попадают в измельченный материал, а это нежелательно как с точки зрения ведения самого процесса, так и получения продуктов измельчения высокой чистоты.

В работе подавляющего большинства современных измельчителей использованы способы раскалывания, раздавливания и удара, а также сочетание этих способов с разламыванием и истиранием.

Выбор метода дробления и типа дробильной машины определяется физическими свойствами руды и требованиями технологического процесса. Для твердых руд наиболее предпочтительными являются методы раздавливания и удара, для вязких – раздавливание и истирание, для хрупких – раскалывание.

В дробильной машине исходные куски руды диаметром D дробятся до кусков меньшего размера диаметром d . Отношение максимального диаметра кусков в исходной руде D к диаметру кусков в дробленой руде d называется степенью дробления n :

$$n = D / d.$$

Максимальная крупность кусков, поступающих на дробление, достигает 1200–1500 мм. Для полного раскрытия минералов перед обогащением необходимо измельчить тонковкрапленные руды до крупности 0,05–0,07 мм. Таким образом, общая степень измельчения должна составить

$$n = 1200 / 0,05 = 24\ 000.$$

Достижение такой высокой степени измельчения в одну стадию практически невозможно. Поэтому дробление и измельчение проводят, как правило, в несколько стадий с использованием различных машин.

В зависимости от крупности материала различают следующие стадии дробления и измельчения:

- 1) крупное дробление (от 1500 до 300–100 мм);
- 2) среднее дробление (от 500–100 мм до 100–40 мм);
- 3) мелкое дробление (от 100–40 мм до 30–5 мм);
- 4) измельчение (от 30–5 мм до 0,3 мм);
- 5) тонкое измельчение (до 0,05–0,07 мм).

Первые три стадии дробления осуществляют в сухом виде, а измельчение – чаще всего мокрым методом в водной среде.

Дробление руд осуществляется в дробилках различных конструкций, а измельчение – в мельницах. По устройству и принципу действия дробильные машины подразделяются на следующие группы:

– щековые дробилки, в которых дробление осуществляется периодическим раздавливанием кусков руды между подвижной и неподвижной щекой;

– конусные дробилки, в которых дробление руды осуществляется раздавливанием между подвижным и неподвижным конусами путем движения внутреннего конуса по окружности с помощью эксцентрикового вала;

– валковые дробилки, в которых дробление осуществляется раздавливанием и истиранием между вращающимися валками;

– молотковые дробилки, в которых дробление осуществляется ударом вращающимися молотками.

Рассмотрим устройство и принцип действия этих машин.

2.1. Щековые дробилки

На рис. 2.3 представлен продольный разрез щековой дробилки, из которого видны все основные конструктивные особенности. На корпусе 13 дробилки в подшипниках лежит коленчатый вал 4, который дает возвратно-поступательные движения шатуну 6.

В шатун справа и слева упираются через специальные вкладыши 11 распорные плиты (сухари) 12. Второй конец правой распорной плиты через аналогичные вкладыши 9 упирается в регулировочные клинья, прилегающие непосредственно к корпусу дробилки 13, а левая плита – в качающуюся щеку 16, свободно висящую на валу 2. Подвижная щека дробилки защищена дробящей рифленой плитой из твердой

стали 1 точно так же, как и неподвижная щека защищена аналогичной плитой 15, причем призматические рифления плит устроены таким образом, что зубья подвижной щеки приходятся против впадин неподвижной. Благодаря этому достигается большая эффективность дробления и меньшее пылеобразование.

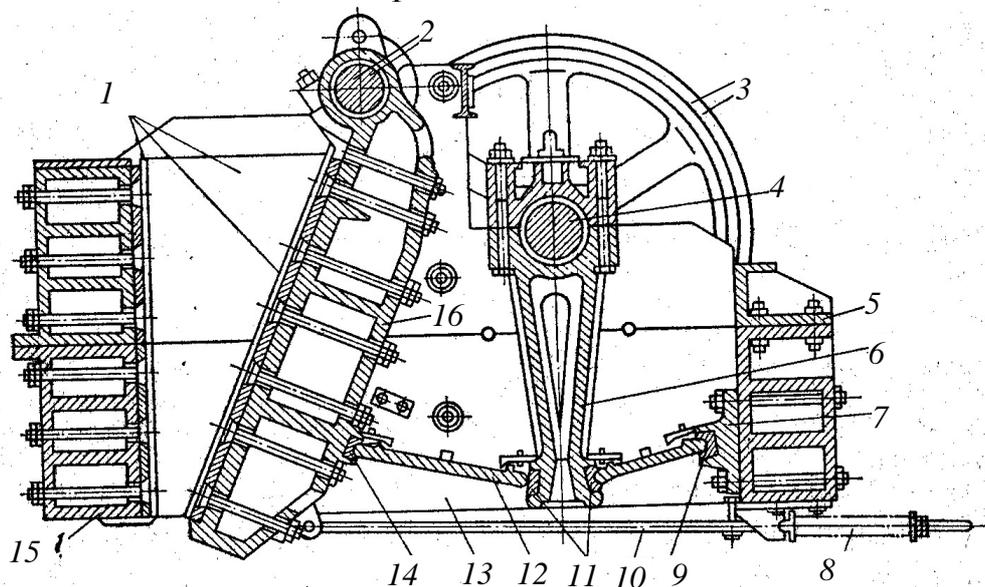


Рис. 2.3. Щековая дробилка

Плотное шарнирное сочленение распорных плит в гнездах *11* достигается благодаря пружине *8*, которая посредством тяги *10* при качании шатуна и подвижной щеки не позволяет выпадать распорным плитам из гнезд. Рабочее пространство дробилки заключается между неподвижной *16* и подвижной *15* плитами и двумя боковыми гладкими плитами *1* (в виде боковых клиньев, изготовляемых из твердой стали), которые защищают корпус дробилки от износа. При вращении коленчатого вала *4* шатун *6* поднимается, благодаря чему распорные плиты выпрямляются, а следовательно, подвижная щека приближается к неподвижной и дробит ту часть руды, которая находится в рабочем пространстве дробилки. При возвратном ходе шатуна, т. е. при его опускании, подвижная щека отходит от неподвижной, выпускная щель увеличивается и вся та часть издробленной руды, которая по своим размерам меньше выпускной щели, высыпается из разгрузочной щели дробилки благодаря собственному весу. Лежащие вверху еще недостаточно измельченные куски руды опускаются при этом ниже, чтобы при последующих нажатиях дробильной щеки подвергнуться дополнительному дроблению.

Увеличение хода шатуна дает больший размах качаний подвижной щеки, а увеличение длины распорных плит уменьшает размах качаний. Чем больше размах качаний, тем больше производительность дробилки, но и тем больший износ рабочих плит подвижной и неподвижной щек. Размер поступающих максимальных кусков руды определяется размерами верхнего сечения загрузочной пасти. Степень дробления определяется шириной разгрузочной щели. Нормальная степень дробления в щековых дробилках – 4–5.

Характерной особенностью щековых дробилок является периодическое дробление руды. За один оборот вала половина времени расходуется на рабочий ход – дробление, а вторая половина времени расходуется на холостой ход – разгрузку материала. При наличии больших качающихся неуравновешенных масс и чередования рабочего хода с холостым щековые дробилки вызывают сильные сотрясения, что требует особо прочных фундаментов. При установках этого типа дробилок никогда не следует допускать соприкосновения фундаментов дробилки с конструкциями здания.

Вследствие периодичности дробления и наличия холостого хода расход энергии в щековых дробилках неравномерен. Пики силовой нагрузки часто достигают двойного среднего расхода энергии, что,

естественно, весьма вредно отражается на силовом приводе (электромоторе). Для выравнивания пик и достижения возможно плавной кривой расхода мощности щековые дробилки имеют на оси коленчатого (эксцентрикового) вала маховик 3, который аккумулирует энергию от привода в момент холостого хода и отдает накопленную энергию в момент рабочего хода, помогая мотору при дроблении.

При монтаже дробилки необходимо избегать такого положения, чтобы распорные плиты могли выпрямиться до прямой линии, так как это может повлечь за собой аварию.

Угол, составленный между подвижной и неподвижной щеками, называется углом захвата α . Он играет очень важную роль: чем меньше угол захвата, тем больше производительность дробилки, но в то же время тем меньше степень дробления. Наибольший угол захвата определяется коэффициентом трения между измельчаемым материалом и плоскостями дробящих щек. Увеличение угла захвата свыше допустимого предела может привести к выбросу кусков вверх, что снижает производительность дробилок, кроме того, вылетающие куски руды могут поранить обслуживающий персонал. Для большинства материалов оптимальная величина угла захвата составляет 18–22°.

Производительность щековых дробилок зависит от величины угла захвата, числа оборотов основного вала, диаметра частиц выгружаемого материала, размеров пасти, величины хода подвижной щеки и др. Для расчета производительности дробилки Q , т/ч, предложена формула

$$Q = 60\mu\rho SLdn / \operatorname{tg}\alpha,$$

где μ – коэффициент разрыхления выходящей дробленой руды (0,25–0,5); ρ – плотность материала, т/м³; S – ход подвижной щеки, м; L – длина пасти, м; d – диаметр кусков выгружаемой руды, м; n – число оборотов вала, об/мин; α – угол захвата, градусы.

Если угол захвата принять равным 22°, то $\operatorname{tg}\alpha = 0,4$, тогда

$$Q = 60\mu\rho SLdn / 0,4 = 150\mu\rho SLdn.$$

Например, для щековой дробилки с размером загрузочной пасти 1500 × 1200 мм при коэффициенте разрыхления 0,4 плотности 2,5 т/м³, при числе оборотов $n = 190$ об/мин, длине пасти 1,5 м и $d = 0,22$ м, ходе щеки 0,03 м производительность составит

$$Q = 150 \cdot 0,4 \cdot 2,5 \cdot 0,22 \cdot 190 \cdot 0,03 \cdot 1,5 = 282 \text{ т/ч.}$$

На практике такая дробилка имеет производительность 250–325 т/ч, что близко к расчетной величине.

В настоящее время выпускаются различные виды щековых дробилок с простым качанием щек. Их характеристики представлены в табл. 2.3 (рис. 2.4, б–д). Щековые дробилки выпускаются и других типов – со сложным качанием щеки (рис. 2.4, е, ж).

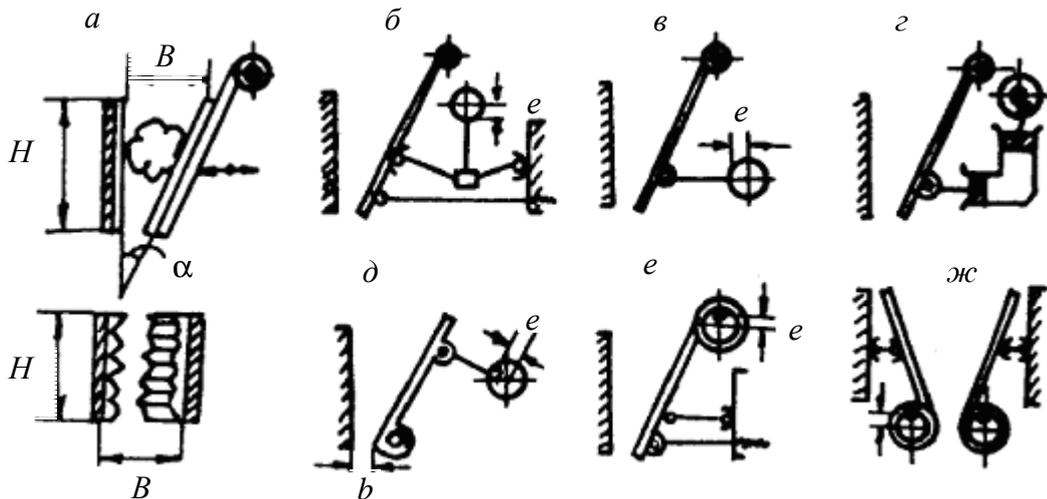


Рис. 2.4. Принцип действия (а) и кинематические схемы щековых дробилок с простым (б–д) и сложным (е, ж) движением щеки

Все типы щековых дробилок используются главным образом для крупного, а иногда и среднего дробления. Недостатком щековых дробилок является наличие пиковых нагрузок в периоды рабочего и холостого хода, большие вибрации, что требует сооружение мощных фундаментов, не связанных с фундаментами зданий и невысокая производительность.

Таблица 2.3

Техническая характеристика щековых дробилок

| Показатели | Тип дробилки | | | | |
|--|--------------|--------|-------|-------|-------|
| | ЩКД-4 | ЩКД-6 | ЩКД-7 | ЩКД-8 | ЩКД-9 |
| Размеры пасти, мм: | | | | | |
| ширина | 400 | 600 | 900 | 1200 | 1500 |
| длина | 600 | 900 | 1200 | 1500 | 2100 |
| ширина разгрузочной щели | 40–100 | 75–200 | 130 | 150 | 180 |
| Наибольший размер кусков в питании, мм | 340 | 510 | 700 | 1000 | 1200 |

| | | | | | |
|---------------------------------------|-------|--------|-------|-------|-----|
| Производительность, м ³ /ч | 10–25 | 42–110 | 110 | 175 | 310 |
| Мощность электродвигателя, кВт | 28 | 75 | 100 | 160 | 250 |
| Вес без электрооборудования, т | 7,56 | 26,87 | 70,78 | 139,6 | 252 |

2.2. Конусные дробилки

Конусная дробилка (рис. 2.5) состоит из двух усеченных конусов – наружного неподвижного конуса, являющегося корпусом дробилки, и внутреннего подвижного дробящего конуса, насаженного на центральный вал 6. Верхний конец вала с помощью подшипника шарнирно подвешен к головке 5, а нижний конец помещен в эксцентриковый стакан 9, который приводится во вращение от коренного вала 7 через зубчатые конические шестерни от привода, состоящего из электромотора и редуктора. Вращение эксцентрикового стакана осуществляется в стальной втулке, снабженной подшипниками.

При вращении эксцентрикового стакана благодаря эксцентриситету свободно подвешенный вал описывает коническую поверхность с вершиной конуса в точке подвеса вала. Благодаря этому, дробящий конус 7, насаженный на вал 2, катится по окружности без скольжения, приближаясь к неподвижному конусу в одной точке и удаляясь от него в противоположной. Куски руды загружаются через люки 4 и попадают в пространство между подвижным и неподвижным конусами. При этом при приближении внутреннего конуса к наружному происходит раздавливание кусков руды, а при удалении нижняя щель между конусами расширяется, и раздробленная руда под действием силы тяжести свободно высыпается. Более крупные куски руды опускаются вниз и при следующем обороте конуса дробятся.

a

б

в

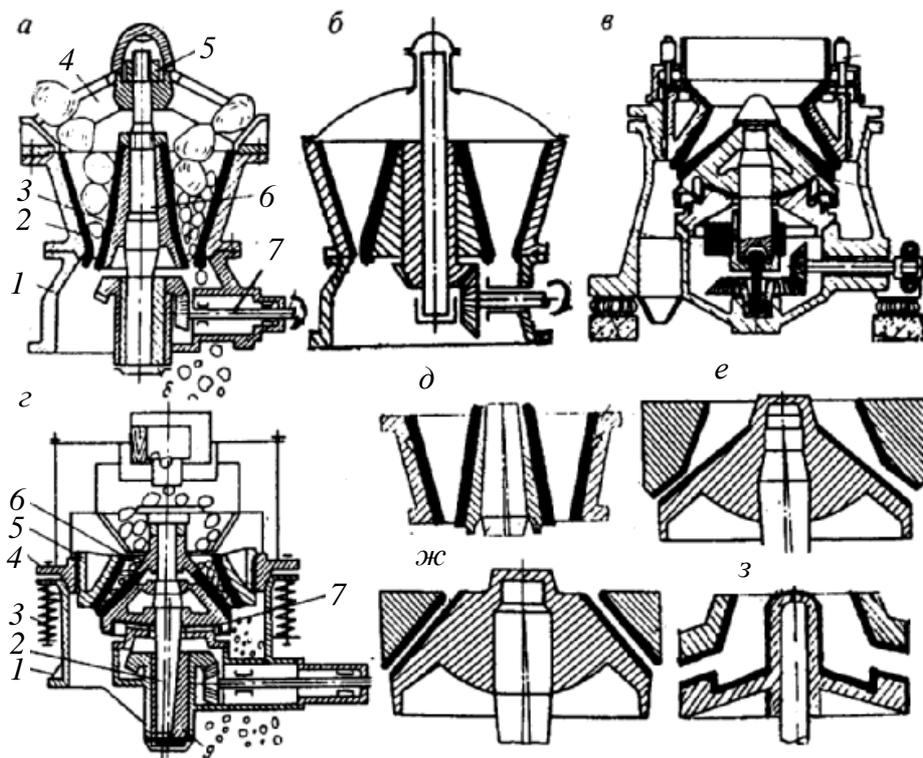


Рис. 2.5. Схемы устройства (а–г) и профилей рабочего пространства (д–з) конусных дробилок для крупного (а, б, д), среднего (в, г, е) и мелкого (г, ж, з) дробления

Для предотвращения износа наружные поверхности обеих конусов защищаются броневыми плитами из твердой стали. Таким образом, метод дробления руды в конусных дробилках идентичен щековым дробилкам. Роль неподвижной щеки выполняет неподвижный наружный конус, а роль подвижной щеки – внутренний подвижный конус. Основное отличие заключается в том, что в щековых дробилках нажатие чередуется с отходом щеки – холостым ходом, а в конусных дробилках нажатие происходит непрерывно, так как точка нажатия перекатывается по окружности неподвижного конуса.

Основным преимуществом конусных дробилок по сравнению со щековыми является равномерность и непрерывность процесса дробления в течение всего оборота внутреннего конуса. В них отсутствует холостой ход и пиковые нагрузки на электромотор, в связи с чем отпадает необходимость в установке маховика. Поэтому при прочих равных условиях производительность конусных дробилок в два раза выше, чем у щековых, а расход энергии на 1 т руды на 50% меньше.

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления являются быстроходными. Число оборотов подвижного конуса составляет 250–575 об/мин, благодаря чему развивается большая центробежная сила инерции, способствующая быстрому прохождению руды между конусами и своевременной разгрузке измельченной руды. Техническая характеристика конусных дробилок приведена в табл. 2.4–2.6.

Таблица 2.4

Дробилки крупного дробления ККД

| Показатель | Тип дробилки | | | | |
|---|--------------|---------|----------|----------|----------|
| | ККД-500 | ККД-900 | ККД-1200 | ККД-1500 | ККД-2000 |
| Диаметр основания дробящего контура, мм | 1250 | 1600 | 2000 | 2500 | 3200 |
| Ширина щели, мм | 500 | 900 | 1200 | 1500 | 2000 |
| Ширина разгрузочной щели, мм | 60–90 | 120–150 | 140–180 | 160–220 | 320–380 |
| Наибольший размер кусков в питании, мм | 400 | 750 | 1000 | 1200 | 1700 |
| Число качаний конусов в мин | 160 | 140 | 100 | 80 | 70 |
| Производительность, т/ч | 140 | 340 | 560 | 1150 | 2800 |
| Вес без электрооборудования, т | 38,5 | 134,5 | 216,8 | 401 | 605 |

Таблица 2.5

Дробилки среднего дробления КСД

| Показатель | Тип дробилки | | | | |
|--|--------------|---------|----------|----------|----------|
| | КСД-600 | КСД-900 | КСД-1200 | КСД-1750 | КСД-2200 |
| Диаметр дробления конуса, мм | 600 | 900 | 1200 | 1750 | 2200 |
| Ширина щели, мм | 40–75 | 75–115 | 115–170 | 215–250 | 275–350 |
| Ширина разгрузочной щели, мм | 3–13 | 5–20 | 8–25 | 10–30 | 30–60 |
| Наибольший размер кусков в питании, мм | 30 | 60 | 100 | 190 | 250 |
| Число качаний конуса в мин | 350 | 325 | 260 | 245 | 220 |
| Производительность, т/ч | 3–13 | 8–40 | 30–85 | 60–180 | 120–340 |
| Вес, т | 5 | 11 | 22,7 | 47 | 80,1 |

Таблица 2.6

Дробилки мелкого дробления КМД

| Показатель | Тип дробилки |
|------------|--------------|
|------------|--------------|

| | КМД-1200 | КМД-1750 | КМД-2200 | КМД-2500 | КМД-3000 |
|--|----------|----------|----------|----------|----------|
| Диаметр основного дробления конуса, мм | 1200 | 1750 | 2200 | 2500 | 3000 |
| Ширина щели, мм | 45 | 100 | 130 | 180 | 200 |
| Ширина разгрузочной щели, мм | 3–13 | 5–15 | 5–15 | 5–15 | 6–20 |
| Наибольший размер кусков в питании, мм | 35 | 85 | 100 | 150 | 200 |
| Число качаний конуса в мин | 260 | 245 | 220 | 220 | 200 |
| Производительность, т/ч | 12–55 | 40–120 | 75–220 | 120–360 | 180–600 |
| Вес, т | 22,8 | 47 | 80,7 | 81,2 | 81,2 |

2.3. Валковые дробилки

Валковая дробилка состоит из одного (рис. 2.6, б) либо двух валков (рис. 2.6, а), изготовленных из чугуна, защищенных съемными бандажами, изготовленными из твердой стали.

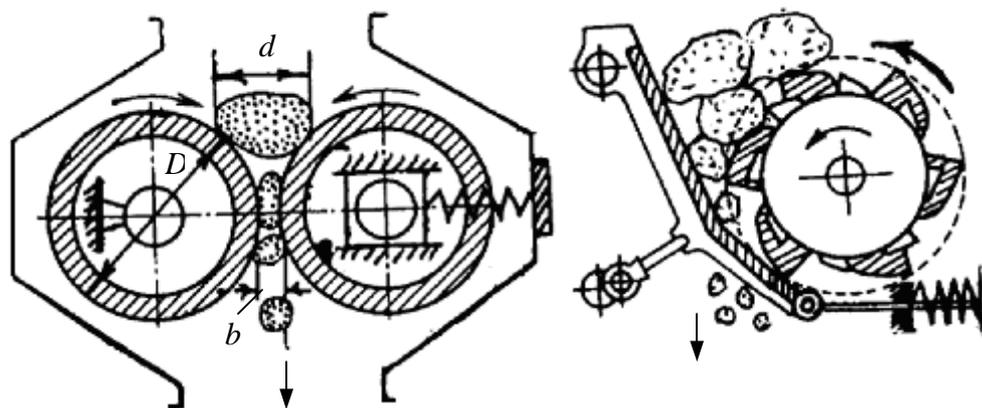


Рис. 2.6. Схемы двухвалковой (а) и одновалковой зубчатой (б) дробилки

Левый валок двухвалковой дробилки вращается на оси в неподвижных подшипниках. Второй валок (правый) вращается навстречу с целью захвата кусков руды. Ось этого валка покоится в подвижных подшипниках, прижимаемых пружинами с целью регулирования ширины разгрузочной щели. Регулирование натяжения пружин осуществляется шайбой и гайкой на натяжном болту. Руда загружается равномерно по всей ширине валка через люк и разгружается через щель. Валки закрыты корпусом, в результате чего образующаяся пыль не попадает в атмосферу цеха, а отсасывается с

помощью вентилятора и улавливается в циклонах. Благодаря установке пружин и натяжных болтов, возможна регулировка ширины выпускной щели. Кроме того, исключаются поломки дробилки и искривление валов при попадании крупных кусков из металла.

Для дробления твердых пород применяются гладкие валки, а мягких – зубчатые. Дробление руды в валковых дробилках осуществляется путем раздавливания кусков руды между вращающимися валками. Угол захвата в гладких дробильных валках образуется двумя касательными, проведенными к окружностям валков в точках соприкосновения куска руды с валками. Предельная величина угла захвата составляет 33°. Отсюда следует, что диаметр валков зависит от максимального размера кусков руды, идущих на дробление. Из практических данных установлено, что диаметр валка $D = (18-20)d$, т. е. диаметр валка должен быть в 20 раз больше максимального диаметра кусков руды, поступающих на дробление. Отсюда следует, что валковые дробилки не могут применяться для крупного дробления. Зависимость между максимальным размером кусков руды и диаметров валков отражена в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Зависимость между максимальным размером кусков руды диаметров валков

| | | | | | | | | |
|----------|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|------|
| d , мм | 9 | 18 | 26 | 30 | 36 | 40 | 48 | 73 |
| D , мм | 225 | 450 | 650 | 750 | 900 | 1000 | 1210 | 1820 |

Производительность валковых дробилок Q , т/ч, зависит от ширины выпускной щели, диаметра и длины валков и числа оборотов валков:

$$Q = 0,377\mu\rho LRSn,$$

где μ – коэффициент разрыхления руды; ρ – удельный вес руды, г/см³; L – длина валков, см; R – радиус валков, см; S – ширина щели, см; n – число оборотов валков в мин.

Таким образом, производительность валковых дробилок прямо пропорциональна числу оборотов валков. Однако существует оптимальная величина числа оборотов. При увеличении числа оборотов возрастает истирание бандажей валков и руды, в результате чего образуется большое количество пыли. Из практических данных установлено, что окружная скорость валков не должна превосходить 11–11,5 м/с.

Таблица 2.8

Техническая характеристика валковых дробилок

| Параметр | Значение |
|-----------------------------------|----------------------------|
| Гладкие валки: | |
| диаметр валков, мм | 200–1500 |
| длина валков, мм | 200–1200 |
| наибольший размер кусков, мм | 10–75 |
| ширина щели, мм | 4–18 |
| число оборотов в мин | 300– 80 |
| производительность, т/ч | 2–100 |
| Зубчатые валки: | |
| размеры валков, $D \times L$, мм | 450–1500 \times 500–1200 |
| число оборотов в мин | 64–40 |
| наибольший размер кусков, мм | 100–900 |
| крупное дробление | 25–150 |
| производительность по углю, т/ч | 20–240 |

2.4. Молотковые дробилки

На рис. 2.7 представлена схема молотковой дробилки.

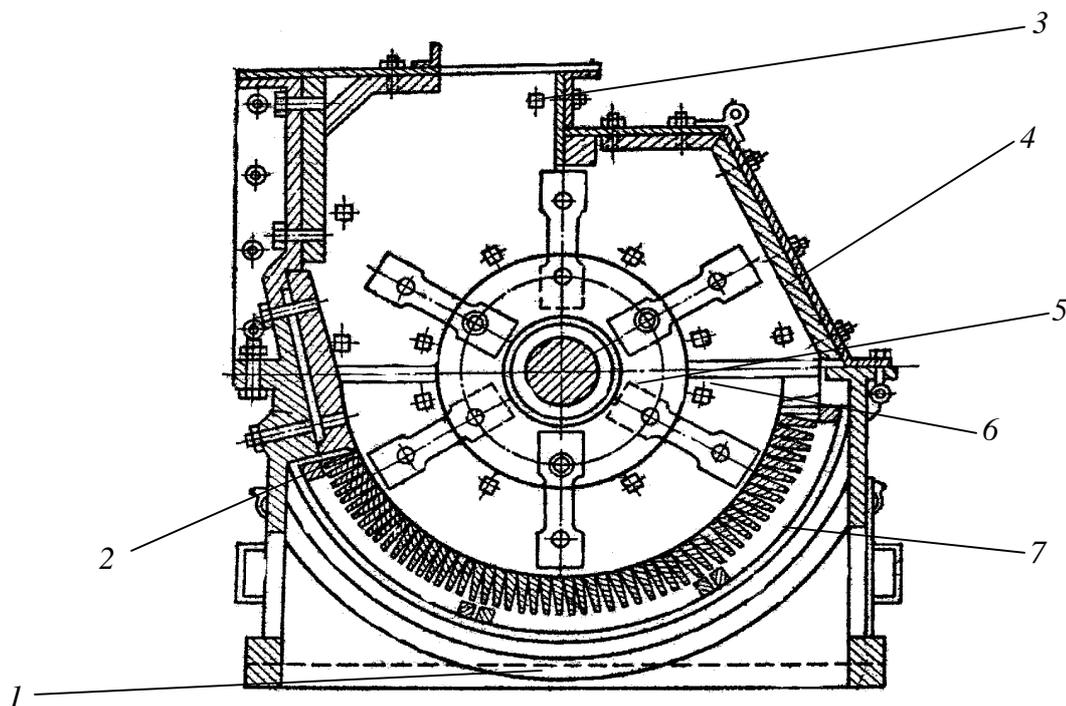


Рис. 2.7. Схема молотковой дробилки:

1 – выгрузка измельченной руды; 2 – корпус дробилки; 3 – люк для загрузки руды; 4 – молотки; 5 – вал; 6 – ротор; 7 – колосниковая решетка

Молотковая дробилка состоит из корпуса, внутри которого располагается ротор 6, закрепленный на валу 5. К ротору шарнирно подвешены молотки 4. Руда непрерывно загружается в дробилку через люк 3. При быстром вращении ротора молотки ударяют по кускам руды, вызывая их разрушение. Кроме прямого удара молотков по кускам руды происходит также отраженный удар дробимого материала о стенки корпуса, защищенные броневыми плитами. В нижней части корпуса дробилки устанавливается колосниковая решетка с точно установленными расстояниями между колосниками. Измельченные куски руды проваливаются между колосниками, а более крупные куски руды подвергаются дополнительному дроблению. Степень дробления руды определяется максимальным размером кусков руды, поступающих на дробление и расстоянием между колосниками. Степень дробления руды в молотковых дробилках весьма высокая и составляет $n = 15-30$.

Дробление руды в молотковых дробилка осуществляется за счет живой силы вращающихся молотков:

$$A = m\upsilon^2 / 2,$$

где m – масса молотка, кг; υ – скорость вращения, м/с.

Характеристика некоторых типов молотковых дробилок приведена в табл. 2.9.

Таблица 2.9

Техническая характеристика молотковых дробилок

| Показатель | Тип дробилки | | | |
|-----------------------------------|--------------|------------|-------------|-------------|
| | М-8-6 | М-10-8 | М-13-16 | М-20-30 |
| Размеры ротора, $D \times L$, мм | 800 × 600 | 1000 × 800 | 1300 × 1600 | 2000 × 3000 |
| Скорость вращения ротора, об/мин | 985 | 980 | 735 | 500 |
| Крупное дробление материала | 10-0 | 25-0 | 10-0 | 15-0 |
| Производительность, т/ч | 36-48 | 67-105 | 150-200 | 850-1000 |
| Вес, т/ч | 2,31 | 5,05 | 10,2 | 54,1 |

ГЛАВА 3. ГРОХОЧЕНИЕ РУД (КЛАССИФИКАЦИЯ ПО КРУПНОСТИ)

Грохочением называется операция разделения дробленой или исходной руды на различные классы по крупности путем просеивания материала через колосники, решета или сита с отверстиями одинакового размера.

При пропускании материала через решето с определенным размером отверстий образуется два продукта: верхний с размером зерен большим, чем размеры отверстий, который ссыпается с решета, и нижний с размером зерен меньшим, чем размеры отверстий, который проваливается через решето.

Если грохочение производится на грохоте, оборудованном двумя или несколькими решетами с различными убывающими размерами отверстий, то при двухдековом грохоте получают три продукта, а при n деках – $n + 1$ классов по крупности.

При длительном грохочении из дробленой руды можно полностью выделить зерна с размером частиц меньшим, чем размер отверстий сита. Однако в практических условиях добиться полного выделения этих зерен невозможно. В верхнем продукте всегда будет присутствовать зерна с размером частиц меньшим, чем размер отверстий сита. Поэтому для оценки работы грохота введено понятие эффективности грохочения. Эффективность грохочения представляет собой отношение массы фактически отгрохоченного продукта с размером частиц меньшим, чем размер отверстий сита к общему содержанию этого продукта в дробленой руде.

Обозначим массу руды, поступающей на грохочение, как Q , т, размер отверстий сита – d , мм, содержание частиц в руде с размером меньшим, чем d – через α , %, массу верхнего продукта – q , т.

Тогда масса частиц в руде m_1 , т, с размером d составит

$$m_1 = Q\alpha / 100\%,$$

а масса нижнего продукта m_2 , т, составит

$$m_2 = Q - q.$$

Эффективность грохочения будет равна

$$D = (Q - q) / Q\alpha / 100 \cdot 100 = 10\,000(Q - q) / Q\alpha.$$

В практических условиях эффективность грохочения всегда меньше 100%. Эффективность грохочения зависит от целого ряда

факторов: формы зерен, содержания в материале «трудных» зерен, влажности руды, времени грохочения.

Наиболее легко поддаются грохочению зерна шарообразной и многогранной формы, в то время как плоские и игольчатые зерна очень трудно поддаются грохочению. При встряхивании грохота в слое материала происходит стратификация, в результате чего плоские зерна переходят в верхний слой и не проваливаются через сито, а уходят с верхним продуктом, в связи с чем эффективность грохочения падает.

К «трудным» зернам относится класс зерен с размером $(0,83-1,1)d$, т. е. близким к размеру отверстий сита. Эти зерна задерживаются на сите и уходят в верхний продукт, снижая эффективность грохота.

В присутствии влаги эффективность грохочения также падает, так как влага распределяется по поверхности зерен и основное ее количество абсорбируется на мелких зернах. В результате влажные мелкие зерна слипаются друг с другом и прилипают к более крупным зернам, поэтому при содержании влаги в руде более 4–5% эффективность грохочения резко падает. При высокой влажности руду необходимо сушить или подвергать мокрому грохочению.

3.1. Классификация грохотов

Для разделения руд по крупности применяют грохоты различных типов. Они подразделяются на следующие четыре типа:

- 1) колосниковые грохоты (неподвижные и подвижные – качающиеся, вращающиеся, вибрационные);
- 2) плоские качающиеся грохоты с эксцентриковым или кривошипным движущим механизмом;
- 3) плоские вибрационные грохоты с механизмом ударного или кулачкового типа, эксцентриковые с добавочными упругими связями и электромагнитные вибрационные без механического привода;
- 4) барабанные вращающиеся грохоты цилиндрические и конические.

3.1.1. Колосниковые грохоты. неподвижный колосниковый грохот (рис. 3.1) состоит из ряда одинаковых и параллельно закрепленных на одинаковом расстоянии друг от друга колосников трапециидальной формы. Иногда в качестве колосников применяют отработанные рельсы. Колосники скрепляют болтами. Для создания одинаковых промежутков между колосниками на стяжные болты надевают трубки определенной длины.

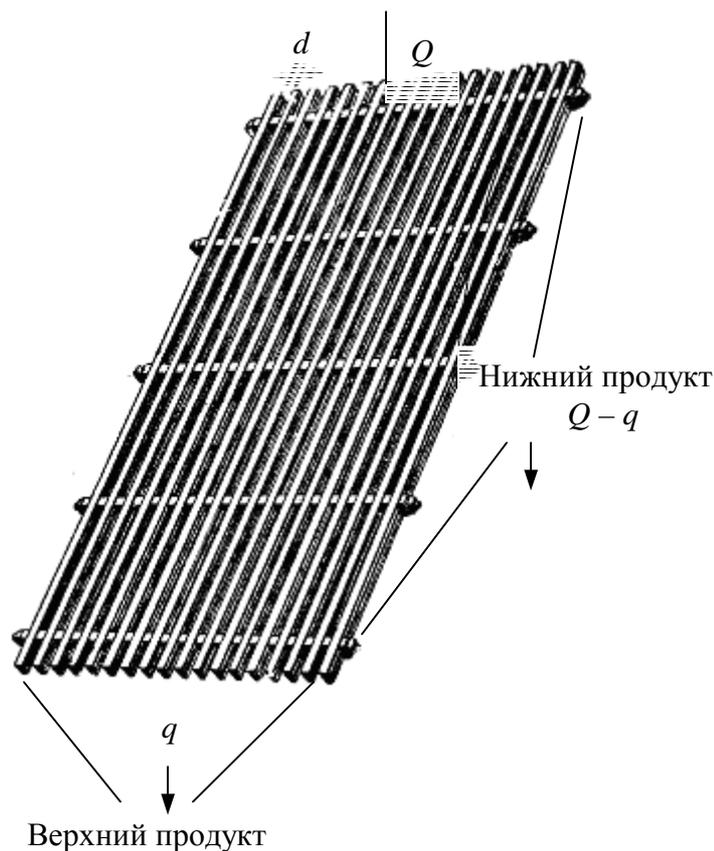


Рис. 3.1. Колосниковый грохот

Неподвижные колосниковые грохоты устанавливают наклонно под углом $35-50^\circ$ в зависимости от угла естественного откоса материала. Измельченный материал должен без задержки скатываться по поверхности грохота самотеком.

Процесс классификации осуществляется следующим образом. Измельченная руда из бункера с помощью питателей подается на верхний конец грохота и самотеком скатывается по его поверхности вниз. При этом частицы руды с размером меньшим, чем расстояние между колосниками проваливаются вниз, а частицы с размером большим, чем расстояние между колосниками скатывается по поверхности грохота, образуя верхний продукт. Верхний и нижний продукт собираются в бункерах.

Неподвижные колосниковые грохоты очень просты в обслуживании и по устройству, поскольку в них отсутствуют приводные механизмы, а следовательно, и затраты энергии на классификацию.

Однако эти грохоты имеют и ряд недостатков. Они забиваются «трудными» зёрнами, в связи с чем требуется частая чистка грохотов,

кроме того, они имеют низкую эффективность – 0,6–0,7 и требуют при установке большого перепада высоты. Производительность грохота зависит от расстояния между колосниками. При расстоянии, равном 25 мм, производительность грохота составляет 60 т/(м²·ч).

Ширина грохота принимается не менее величины максимальных кусков руды, а длина – не менее двойной ширины.

Для увеличения производительности и эффективности грохочения применяют качающиеся и вращающиеся грохоты, а также виброгрохоты.

3.1.2. Плоские качающиеся грохоты. В плоских качающихся грохотах (рис. 3.2) просеивающее сито совершает возвратно-поступательные движения, т. е. качается от механического привода. Качание грохоту передается эксцентриковым механизмом.

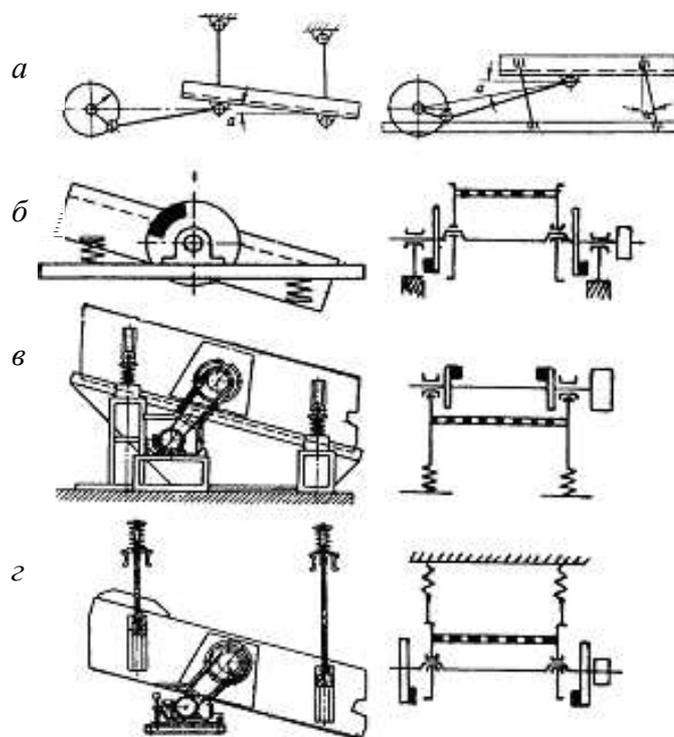


Рис. 3.2. Кинематические схемы грохотов:
a – плоских качающихся; *б* – гирационного;
в – инерционного с простым дебалансом;
г – инерционного самоцентрирующегося

Желоб грохота укрепляется наклонно на качающихся стойках с пружинами. Качание грохоту передается от эксцентрикового вала через тягу. При вращении эксцентрикового вала грохот совершает возвратно-поступательные движения, а материал при передвижении по

сетке подбрасывается, что уменьшает забивание отверстий «трудными» зернами повышает эффективность грохочения. Плоские качающиеся грохоты применяются при грохочении средне- и мелкодробленой руды. В них может устанавливаться одно или несколько просеивающихся сит (рис. 3.3).

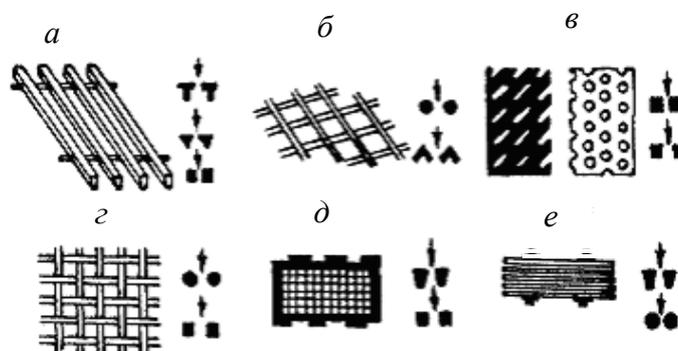


Рис. 3.3. Типы просеивающих поверхностей:
a – металлические щелевидные или колосниковые решетки; *б* – сварные металлические решета;
в – металлические штампованные сита и решета;
г – тканые сита из металлической проволоки, синтетического волокна или комбинированные;
д – литые секционные резиновые или синтетические сита; *е* – штампованные металлические сита

Сетки грохота делают либо плетеными из проволоки, либо штампованными из стальных листов. Форма отверстий и их размеры могут быть различными, например проволочные сетки, круглые, продольные, штампованные сита и т. д.

Производительность грохота зависит от его размеров, т. е. ширины и длины сетки, угла наклона и числа оборотов эксцентрикового вала.

Выпускаются следующие грохоты с круговым движением: грохоты инерционного легкого типа (ГИЛ32, ГИЛ42, ГИЛ52), грохоты инерционного среднего типа (ГИС32, ГИС42, ГИС52) и грохоты инерционного тяжелого типа (ГИТ32Н, ГИТ41, ГИТ41А, ГИТ51, ГИТ52, ГИТ61, ГИТ71). Они отличаются между собой конструкцией вибратора и опоры короба, размерами, числом сит и назначением. Грохоты типа ГИЛ применяются для грохочения углей, антрацитов и других материалов с насыпной массой до 1 т/м^3 . Грохоты типа ГИС в основном применяются для грохочения нерудных материалов, а типа ГИТ – при грохочении руд. Цифры в обозначении грохотов имеют следующее значение: первая – ширина

грохота: так, 1 – ширина грохота 800 мм, 2 – 1000 мм, 3 – 1250 мм, 4 – 1500 мм, 5 – 1750 мм, 6 – 2000 мм и 7 – 2500 мм; вторая – число сит.

3.1.3 Плоские вибрационные грохоты. В плоских вибрационных грохотах (рис. 3.4) просеивающие сита встряхиваются в вертикальном направлении с помощью механических или электрических вибраторов. В качестве механических вибраторов применяются вращающиеся кулачки, кривошипные механизмы или эксцентрики валы. В связи с этим различают кулачковые, кривошипные и эксцентровые вибрационные грохоты.

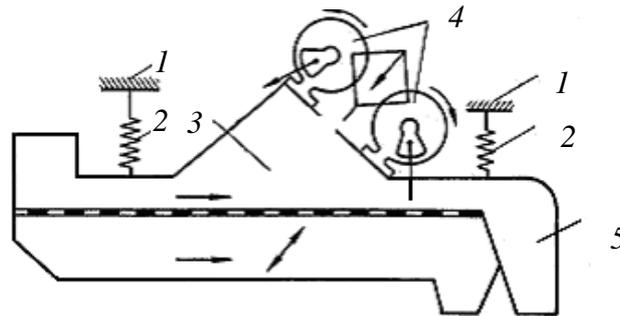


Рис. 3.4. Плоский вибрационный грохот:
1 – опоры; 2 – пружины; 3 – корпус;
4 – самобалансный вибратор; 5 – разгрузочная течка

Таблица 3.1

Техническая характеристика вибрационных грохотов

| Тип грохота | Количество дек | Размеры сита, м | Площадь грохочения, м ² | Размеры отверстия сита, мм | Размеры максимального куска в питании, мм | Угол наклона, градусы | Амплитуда колебаний, мм | Производительность, м ³ /ч | Мощность электродвигателя, кВт | Масса без электрооборудования, кг |
|----------------|----------------|-----------------|------------------------------------|----------------------------|---|-----------------------|-------------------------|---------------------------------------|--------------------------------|-----------------------------------|
| ГИТ11 ГЖ2 | 1 | 0,8 × 11,8 | 1,28 | 4–30 | – | 25 | 3 | 35 | 1,7 | 540 |
| ГИТ12 ГЖД2 | 1 2 | 0,8 × 1,6 | 1,28 | 3,5 × 3,5 1,5 × 1,5 | – | 25 | 3 | – | 2,8 | 530 |
| ГИТ32 171Гр | 1 2 | 1,25 × 2,5 | 3,12 | 25 × 25 12 × 12 | 175 | 25±2,5 | 3 | 120 | 4,5 | 3910 |
| ГИТ42 172Гр | 1 2 | 1,5 × 3,0 | 4,5 | 80 × 80 12 × 12 | 200 | 25±2,5 | 4 | 160 | 7 | 4710 |
| ГИТ51 173Гр | 1 | 1,75 × 3,5 | 6,12 | 20 | 350 | 25±2,5 | 4 | 240 | 10 | 6760 |
| ГИТ51 | 1 | 1,75 × 3,5 | 6,12 | 50–150 | 400 | 10–18 | 4–6 | 300–700 | 20 | 8900 |
| ГИТ52 | 1 | | | 100 | 350 | 25–30 | 7 | 400 | 28 | 14 480 |
| ГИТ52 | 2 | 1,75 × 3,5 | 6,12 | 20 × 20 | 350 | 25–30 | 7 | 400 | 28 | 14 480 |
| ГИТ61 | 1 | 2,0 × 4,0 | 8,0 | 50 | 250 | 30 | 8 | 250 | 28 | 7260 |
| ГИТ71 | 1 | 2,5 × 5,0 | 12,5 | 100 | 800 | 30 | 6 | 800 | 21,5 | 12 300 |

Все эти грохоты требуют механического привода, его смазки и обслуживания, защиты от пыли, установки специальных защитных устройств, что создает трудности в их обслуживании. Этим недостатком лишены электровибрационные грохоты, действие которых основано на притягивании сита электромагнитом по принципу электрического звонка.

Современные вибрационные грохоты имеют различные размеры просеивающих сит (от 400 × 800 мм до 2000 × 10 000 мм) с размером отверстий от 1,5 до 200 мм (табл. 3.1). Число колебаний короба в различных грохотах изменяется от 500 до 1800 в мин, двойная амплитуда колебаний короба – от 5 до 24 мм, угол наклона сит – от 0 до 30°. Их производительность достигает 700 т/ч. Благодаря интенсивным вибрациям, эффективность вибрационных грохотов значительно повышается и достигает 80–95 %.

3.1.4. Барабанные грохоты. Барабанные грохоты (рис. 3.5) имеют форму цилиндра или усеченного конуса, изготовленного из перфорированных листов или проволочных сеток, натянутых на каркас. Барабан устанавливается под углом 5–7° и приводится во вращение от привода. Число оборотов выбирают так, чтобы окружная скорость вращения была около 1 м/с. При вращении барабана

материал перемещается от места загрузки к месту выгрузки. При этом мелкие частицы проваливаются через отверстия в корпусе, а крупные выгружаются из нижнего конца барабана.

В барабанных грохотах можно устанавливать несколько просеивающих корпусов или менять размер отверстий по длине грохота, благодаря чему можно разделить дробленую руду на несколько фракций. Барабанные грохоты чаще всего применяются для мокрого грохочения.

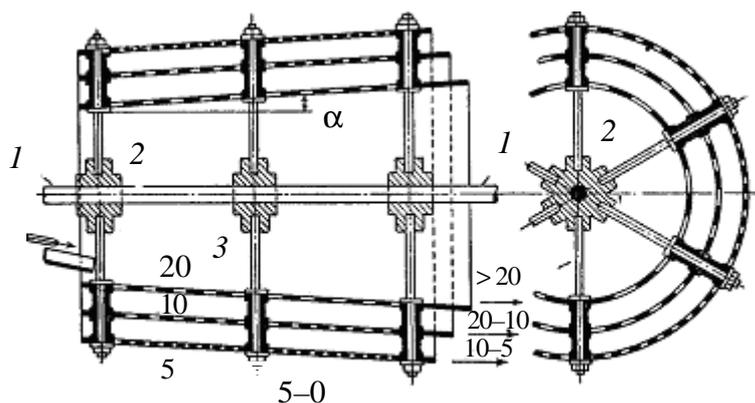


Рис. 3.4. Барабанный грохот:

1 – горизонтальная ось; 2 – втулки; 3 – спицы

Грохочение сухого материала в барабанных грохотах малоэффективно, так как при вращении барабана материал сыпается по наклонной поверхности, в результате чего разделяется так, что в нижнем слое собираются крупные зерна, а в верхнем слое – мелкие. При мокром грохочении струя воды смывает мелкие частицы вниз и выносит их через отверстия грохота. Наибольшее распространение барабанные грохоты получили на драгах и золотых приисках. Эффективность барабанных грохотов составляет около 60%. Для повышения эффективности грохотов уменьшают слой загружаемого материала или увеличивают диаметр барабана. Эти грохоты просты, но имеют низкую удельную производительность, так как работает нижняя часть сита, и невысокую эффективность.

3.2. Схемы дробления

Основной целью дробления руд является подготовка их к измельчению с целью раскрытия минералов и последующего обогащения. Максимальный размер кусков в питании мельниц составляет не более 8–30 мм. В то же время размер кусков в исходной

руде достигает 250–1500 мм. Поэтому степень дробления изменяется в следующих пределах:

$$n_{\max} = 1500 / 8 = 180; n_{\min} = 250 / 30 = 8,3.$$

В то же время степень дробления в дробилках ККД достигает 5; в КСД – 6–10; в КМД – 5–8; в молотковых – 15–30. Таким образом, достичь необходимой крупности руды за одну операцию дробления практически невозможно. Поэтому дробление проводят в несколько стадий, при этом общая степень дробления равна произведению степеней дробления в каждой стадии:

$$n = n_1 n_2 n_3.$$

Для получения степени дробления, равной 180, процесс дробления необходимо вести как минимум в три стадии:

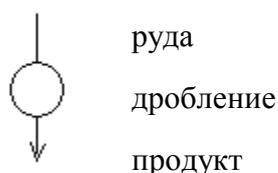
$$n = 5 \cdot 6 \cdot 6 = 180.$$

С целью уменьшения энергетических затрат на дробление, исключения перегрузки дробилок и снижения переизмельчения руды в процессе дробления стремятся соблюдать основополагающий принцип – «не дробить ничего лишнего». Поэтому в схемы дробления включают операции предварительного и поверочного грохочения.

Операция дробления руды вместе с относящимися к ней операциями грохочения называется стадией дробления, а совокупность стадий дробления называется схемой дробления.

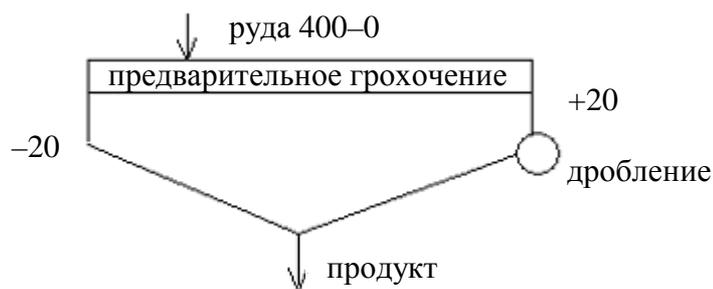
3.2.1. Одностадиальные схемы дробления. Одностадиальные схемы дробления могут быть оформлены в четырех вариантах:

- 1) дробление без грохочения.



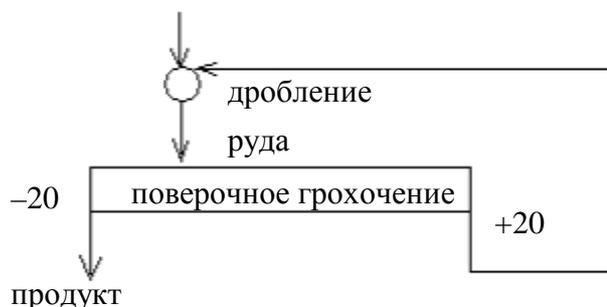
В этом варианте (открытом цикле) не соблюдается принцип «не дробить ничего лишнего». Наблюдается большой расход энергии и переизмельчение;

- 2) дробление с предварительным грохочением.



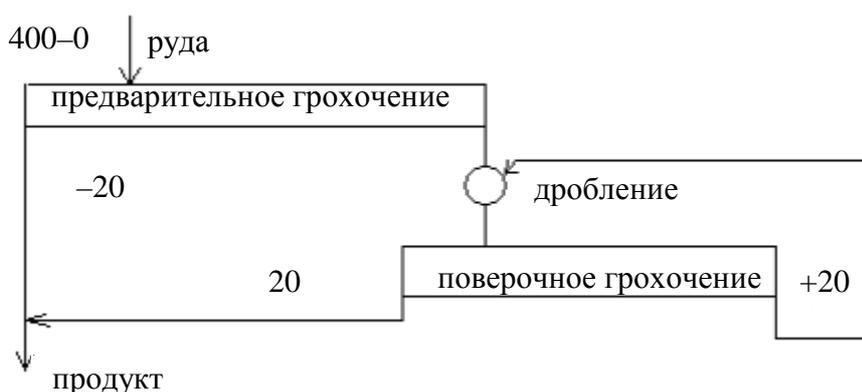
В этом варианте из руды предварительно отделяются мелкие зерна с размером меньшим или равным ширине разгрузочной щели. Благодаря этому, поток материала на дробление уменьшается, однако в продукте могут быть избыточные зерна;

3) дробление с поперочным грохочением.



В этом случае в дробилку попадает много мелочи с исходной рудой. Наблюдается переизмельчение, перерасход энергии;

4) дробление с предварительным и поперочным грохочением.



В этом варианте в полной мере соблюдается принцип «не дробить ничего лишнего» и исключается переизмельчение, однако этот вариант наиболее сложен, требует установки большого количества транспортных и перегрузочных устройств. Таким образом,

при выборе конкретного варианта стадии дробления необходимо учитывать не только требования технологии, но и экономики.

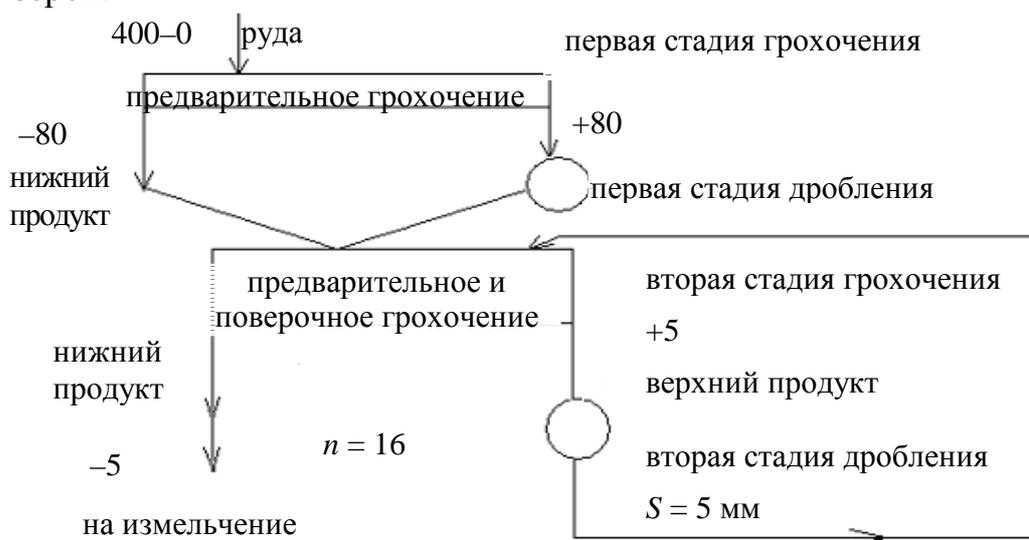
Еще труднее выбрать и обосновать схему дробления, которая включает две, три и более стадии.

В двухстадиальных схемах дробления число возможных вариантов будет равно 16. Первая стадия может быть оформлена в четырех вариантах, а каждый из них дополняется любой разновидностью стадии во второй стадии.

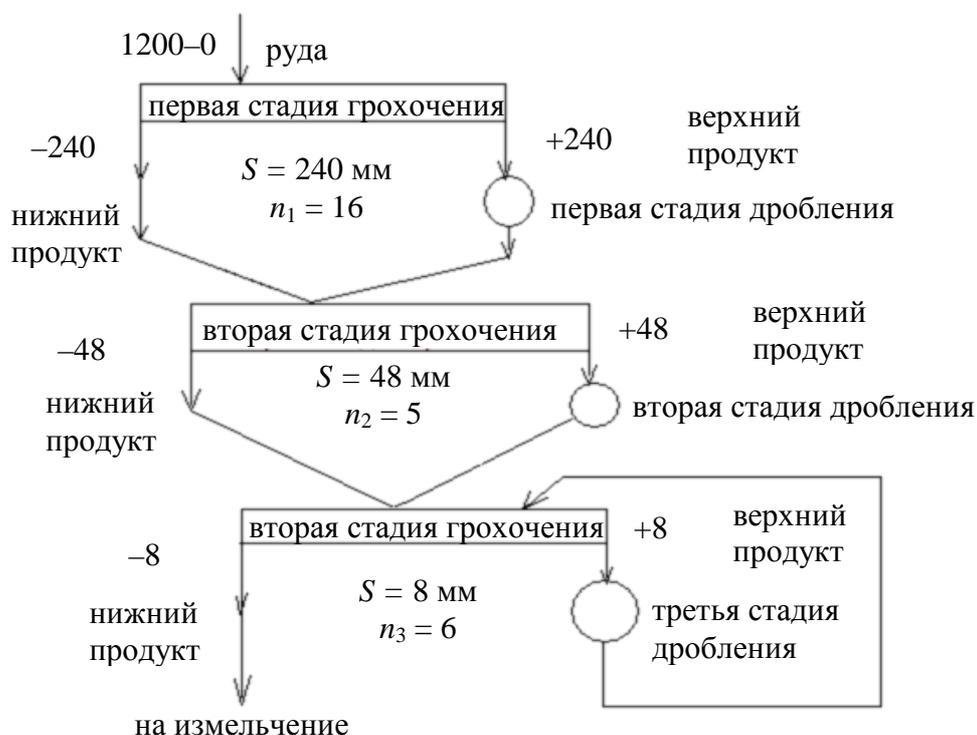
В трехстадиальных схемах дробления число возможных вариантов $n = 64$ и т. д.

В качестве примера рассмотрим один из вариантов двухстадиальной и трехстадиальной схем дробления.

3.2.2. Схема дробления в две стадии с предварительным и поверочным грохочением. В этой схеме первая стадия грохочения является предварительной для первой стадии дробления, поэтому в дробилку первой стадии исключается попадание мелких зерен, что исключает их переизмельчение. Верхний продукт после первой стадии грохочения подается на первую стадию дробления. Нижний продукт после первой стадии грохочения объединяется с измельченным продуктом после первой стадии дробления, и объединенный продукт попадает на вторую стадию грохочения. На второй стадии грохочения объединяются операции предварительного грохочения перед второй стадией дробления и поверочное грохочение, так как продукт после второй стадии дробления возвращается на грохочение, что исключает проскок избыточных зерен.



3.2.3. Схема дробления в три стадии с предварительным и поверочным грохочением. Эта схема отличается от двухстадиальной только увеличением числа стадий, а схема движения потоков остается прежней. Применение таких схем позволяет соблюдать главный принцип – «не дробить ничего лишнего», не переизмельчать материал и выдавать готовый дробленый продукт с равномерной крупностью зерен.



Предварительное грохочение устанавливается в том случае, если содержание мелкой фракции в руде не менее 15%, поверочное – если не допускается проскок крупных зерен.

ГЛАВА 4. ТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ РУД

Большинство природных руд имеют тонкую вкрапленность минералов, поэтому перед обогащением с целью полного раскрытия минералов руды должны быть измельчены до размеров 0,3–0,1 мм, а в некоторых случаях даже до 0,05–0,07 мм. При сухом дроблении даже в несколько стадий добиться такого измельчения невозможно. Поэтому после дробления руды, как правило, подвергаются тонкому измельчению. Для тонкого измельчения наибольшее применение получили барабанные (цилиндрические) вращающиеся мельницы. В качестве дробящих тел в мельницах применяют стальные шары или

длинные стальные стержни. В первом случае мельницы называют шаровыми, во втором – стержневыми.

4.1. Схема и принцип действия шаровой мельницы

При вращении барабана в мельнице возникают центробежные силы, под действием которых шары прижимаются к барабану мельницы и вместе с ним поднимаются вверх до некоторой точки отрыва А, затем шар падает по параболической траектории в точку В. При измельчении внутрь корпуса мельницы, заполненной шарами, непрерывно подают дробленную руду в виде суспензии с водой. Поэтому падающие шары дробят руду ударом.

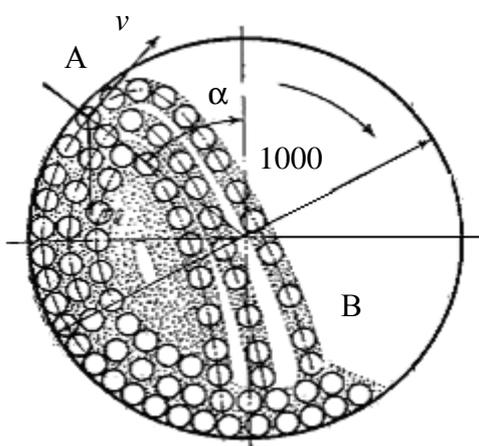


Рис. 4.1. Принцип работы шаровой мельницы

Для того чтобы обеспечить эффективное измельчение, необходимо поддерживать число оборотов барабана, а следовательно, и окружную скорость на строго определенном постоянном уровне. При малом числе оборотов центробежные силы невелики, поэтому шары в мельнице будут лишь перекатываться, и руда будет подвергаться только истирающему действию, в связи с чем процесс измельчения замедляется. При быстром вращении барабана центробежные силы резко возрастают, поэтому шары плотно прижимаются к стенкам барабана и не отрываются от них даже в самой верхней точке и поэтому не производят полезной работы, т. е. не будут измельчать руду. Поэтому для шаровых мельниц существует фиктивная критическая скорость вращения, при которой шары не отрываются от корпуса.

Для определения критической скорости вращения мельницы, при котором не происходит отрыва шаров от корпуса мельницы, рассмотрим силы, действующие на шар в верхней точке.

Пусть P – вес шара, R – радиус мельницы, v – окружная скорость движения, тогда величина центробежной силы F_1 равна

$$F_1 = Pv^2 / gR.$$

Величина силы тяжести $F_2 = P$.

Эти силы действуют в противоположном направлении. Для того чтобы уравновесить силу тяжести, т. е. чтобы шар не отрывался от поверхности цилиндра в верхней точке, должно соблюдаться условие $F_1 \geq F_2$, т. е.

$$Pv^2 / gR \geq P,$$

отсюда следует, что

$$v^2 / gR = 1, \text{ т. е. } v^2 = gR.$$

Окружная скорость движения шара при числе оборотов мельнице n_ϕ в минуту составит

$$v = \pi D n_\phi / 60,$$

где D – диаметр мельницы, мм.

Отсюда

$$\pi^2 D^2 n_\phi^2 / 60^2 = gD / 2.$$

Следовательно,

$$n_\phi^2 = gD / 2 / 60^2 / \pi^2 D^2;$$

$$n_\phi = \sqrt{g / 2 \pi^2} 60 / \sqrt{D} = 42,4 / \sqrt{D}.$$

Скорость вращения мельницы в практических условиях $n_{пр}$ должна быть меньше критической, поэтому ее поддерживают на уровне 0,76–0,86 от критической, т. е.

$$n_{пр} = (0,76 - 0,86)n_\phi,$$

или

$$n \approx 32 / \sqrt{D}.$$

Коэффициент заполнения мельницы шарами составляет 40–50%. Перегрузка шарами ведет к повышенному расходу энергии, а недогрузка – к снижению производительности и повышенному износу футеровки.

Измельчение в мельницах тем эффективнее, чем меньше размер кусков руды, поступающих на измельчение. Обычно в мельницы поступает руда с размером частиц 8–15 мм, иногда – 3–6 мм. Однако чем мельче куски руды в питании мельниц, тем больше должна быть степень дробления в дробилках и тем больше расход энергии, а следовательно, и затраты на дробление. Поэтому для каждого вида руды выбирают оптимальный размер кусков руды в питании по суммарным затратам на дробление и измельчение.

Эффективность измельчения зависит также от размера шаров, так как между диаметром дробящего шара и куском дробимой руды существует определенная зависимость. Мелкие куски руды нерационально измельчать крупными шарами, и наоборот, крупные куски руды не будут измельчаться мелкими шарами из-за недостаточной живой силы удара и несоответствия угла захвата, который определяется так же, как и в валковых дробилках. Поэтому для расчета диаметра шаров в зависимости от диаметра кусков руды предложен ряд эмпирических формул. Например, по данным К. А. Разумова

$$D_1 = 28\sqrt[3]{d},$$

где D_1 – диаметр шара, мм; d – наибольший размер кусков руды, мм.

В практических условиях диаметр шаров изменяется от 20 до 60 мм. Расход шаров при измельчении составляет за счет истирания 0,6–1,5 кг/т руды, футеровки – 0,3–0,6 кг/т руды.

При мокром измельчении очень важно подобрать правильное соотношение между водой и рудой. В большинстве случаев содержание воды в пульпе должно составлять около 30%. При меньшем содержании воды возрастает вязкость суспензии и шары залепаются, при большем – снижается производительность мельниц.

4.2. Классификация мельниц

Классификация мельниц для тонкого измельчения осуществляется по виду измельчающей среды и по конструктивным признакам. По виду измельчающей среды мельницы делятся на стержневые и шаровые. *Стержневые* мельницы применяются в том случае, когда не требуется тонкого измельчения руды. Это связано с тем, что стержни при падении производят дробление наиболее крупных зерен, в то время как мелкие зерна не испытывают дробящего или истирающего действия. Поэтому стержневые мельницы выдают более равномерный по

крупности материал с минимальным переизмельчением. Такие условия требуются при обогащении калийных руд, поэтому их измельчение осуществляется в стержневых мельницах. При необходимости тонкого измельчения в качестве дробящих тел применяются шары, и такие мельницы называются *шаровыми*.

По конструкции корпуса мельницы подразделяются на *цилиндрические* и *конические* (рис. 4.2). Основными размерами мельниц являются внутренний диаметр D и длина L . По форме корпуса цилиндрические мельницы подразделяются на *короткие*, *нормальные* и *трубные*. В коротких мельницах $L = D$; в нормальных $L = 2D$; в трубных $L = (3-4)D$. Чем больше длина корпуса, тем больше время пребывания материала в мельнице, тем мельче измельчение. Поэтому трубные мельницы применяются в цементной промышленности.

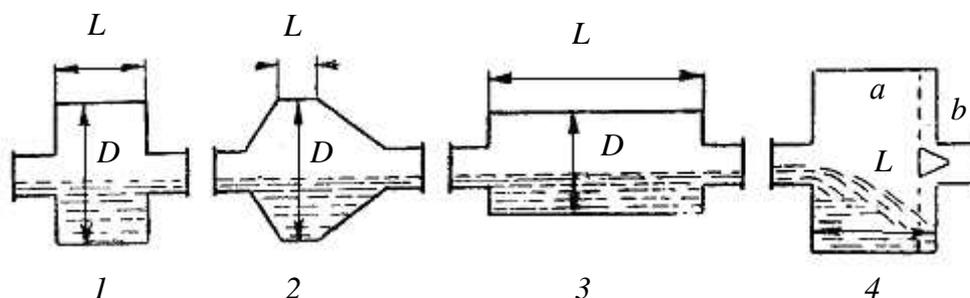


Рис. 4.2. Классификация мельниц по форме корпуса

Преимуществом конических мельниц является более рациональное распределение шаровой загрузки. При вращении конических мельниц крупные шары собираются в цилиндрической части, а мелкие – в конической. Поэтому крупные куски руды измельчаются в цилиндрической части, а тонкое измельчение идет в конической части более мелкими шарами. Однако конические мельницы сложны, их изготовление обходится дорого.

По методу разгрузки различают мельницы со свободным выходом продукта через центральную цапфу (рис. 4.3) и мельницы с разгрузкой через решетку. В мельницы первого типа руда и вода подаются через полую цапфу слева.

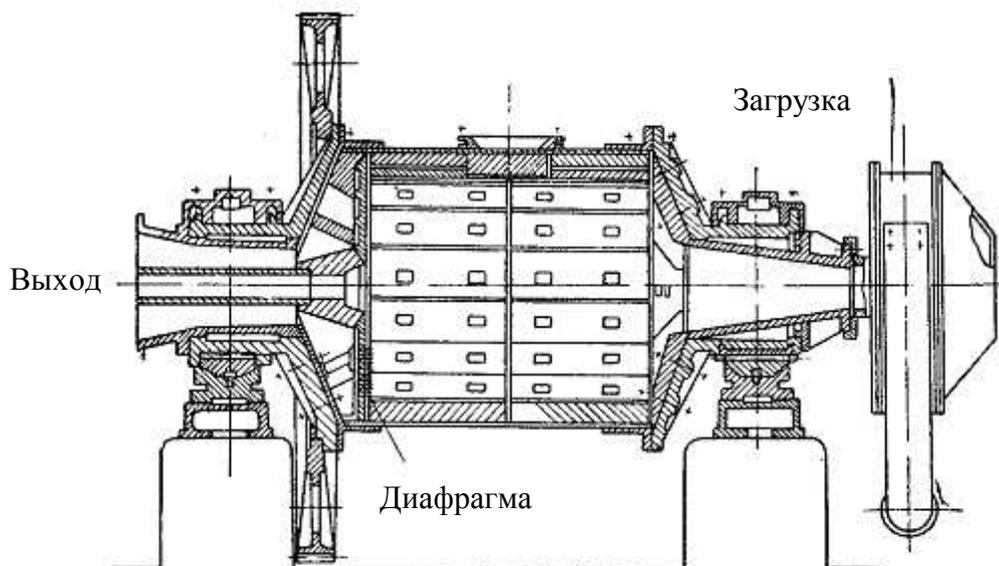


Рис. 4.3. Шаровая мельница с торцевой разгрузкой

После измельчения пульпа выходит справа через другую цапфу по принципу декантации под давлением вновь поступающей пульпы. В мельницах с разгрузкой через решетку в конце корпуса устанавливают колосниковую решетку, которая задерживает шары и крупные куски руды. Преимуществом этих мельниц является быстрый проход материала через них, что уменьшает переизмельчение. Подача руды и воды в мельницы осуществляется с помощью питателей (улитковые, барабанные и другие). Для предотвращения износа корпус мельницы футеруется броневыми плитами (рис. 4.4), закрепляемыми с помощью болтов. Футеровка сменная.

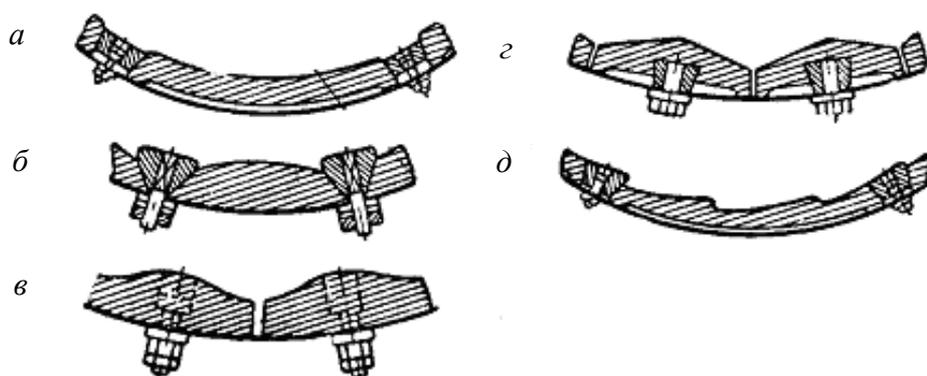


Рис. 4.4. Футеровочные плиты

Гладкая футеровка (рис. 4.4, *а*) применяется для стержневых мельниц. Для шаровых мельниц плиты имеют волнистую форму с раслинкой

(рис. 4.4, б, д) и закреплением болтами (рис. 4.4, в, з). Волнистая форма футеровки способствует более высокому поднятию шаров. Следовательно, увеличивается дробящее действие и производительность.

Производительность мельниц зависит от многих факторов – измельчаемости руды, крупности исходного и конечного продуктов, размеров мельницы, коэффициента заполнения шарами, формы футеровки, числа оборотов мельницы и др. Для расчета производительности мельницы предложена формула

$$Q = kLD^{2,6},$$

где Q – производительность мельницы, т/ч; k – коэффициент, зависящий от свойств руды; L – длина мельницы, м; D – диаметр мельницы, м.

Однако эта формула не дает точных результатов, поэтому производительность мельниц определяют на основании практических данных устанавливают *удельную производительность* 1 м³ объема мельницы и пересчитывают производительность исходя из объема мельницы с учетом поправочных коэффициентов. Методика расчета изложена в [7].

В промышленности применяют мельницы различных типов: строжневые мельницы с центральной разгрузкой различных диаметров и длины (их обозначения: МСЦ-9-18, $D = 900$ мм, $L = 1800$ мм; МСЦ-45-60, $D = 4,5$ м, $L = 6$ м); шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ-9-18, МШЦ-45-60); шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (от МШР-9-9 до МШЦ-45-50). Их подробная техническая характеристика приведена в [7].

4.3. Классификация при тонком измельчении

При измельчении руд, как и при дроблении, действует один и тот же закон – «не измельчать ничего лишнего». Поэтому операции измельчения материалов всегда дополняются операциями классификации материалов по крупности. В качестве классифицирующих аппаратов используются механические классификаторы (реечные, спиральные и др.), дуговые грохоты и гидроциклоны.

Механический *реечный* (рис. 4.5) классификатор представляет собой наклонное корыто прямоугольного сечения, внутри которого у днища на подвесах закрепляется гребковая рама с гребками. Пульпа из мельницы через распределительный желоб поступает в среднюю

часть классификатора и расслаивается в нем под действием силы тяжести. Крупные зерна оседают на дно, с помощью гребков перемещаются по наклонной плоскости вверх, выгружаются через открытый борт классификатора и возвращаются в мельницу. Мелкий продукт, находящийся в виде взвеси в воде, переливается через сливной порог и направляется на обогащение тем или иным методом. Разделение материала на готовый продукт (слив) и недоизмельченный (пески) регулируется путем изменения угла наклона корыта, частоты качаний гребковой рамы и количеством воды, подаваемой в классификатор. Гребковая рама с помощью привода совершает возвратно-поступательные движения. Вначале она опускается вниз и перемещается по днищу классификатора на определенное расстояние, захватывая пески, и сбрасывает их через разгрузочный борт в мельницу. Затем рама поднимается и перемещается в обратном направлении, занимая исходное положение, после чего цикл повторяется. Недостатком гребковых классификаторов является сложность привода, возможность заиливания гребков при непредвиденных остановках, что требует затем длительной очистки корыта в очень неудобных условиях. Поэтому в производственной практике чаще применяют спиральные классификаторы.

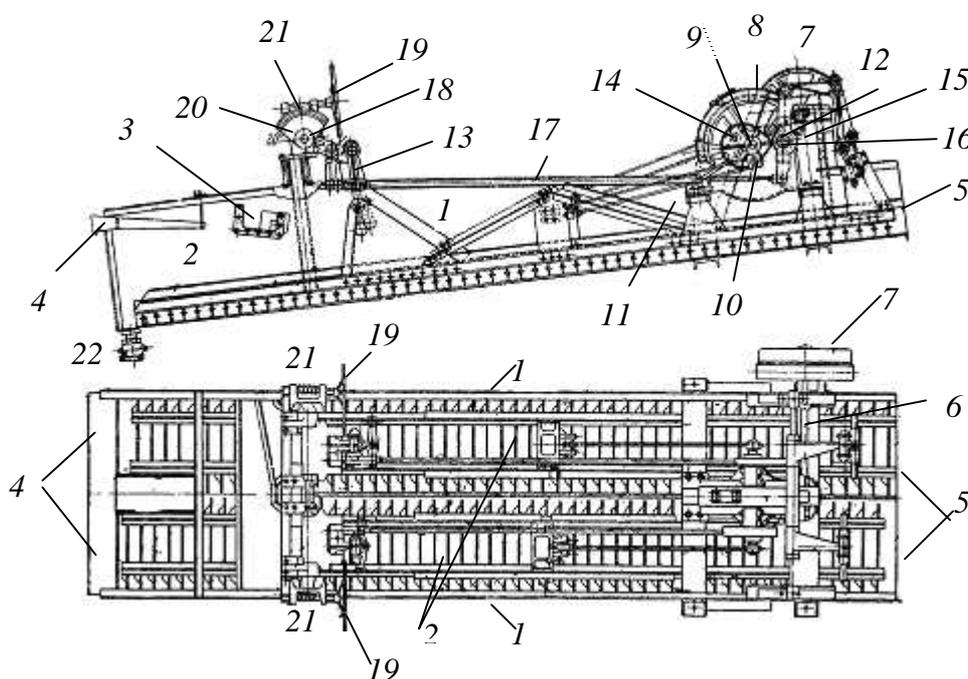


Рис. 4.6. Двухречный механический классификатор:
 1 – металлическое корыто; 2 – гребковые рамы с гребками; 3 – желоб;
 4 – сливной порог; 5 – открытый борт классификатора; 6 – приводной вал;

7 – шкив; 8 – зубчатая передача; 9 – кривошипный вал; 10 – палец;
 11 – шатун цапфы; 12, 13 – коленчатый рычаг; 14 – кулак для опускания
 рамы; 15 – ролик коленчатого рычага; 16, 18 – ось рычага; 17 – тяга;
 19 – маховик гребковой рамы; 20 – сектор; 21 – червяк; 22 – кран

Спиральный классификатор (рис. 4.6) по принципу работы аналогичен речному, однако корыто спирального классификатора полуцилиндрическое. Внутри корыта размещается шнековая спираль, которая приводится во вращение приводом со скоростью 2–8 об/мин. Угол наклона корыта – 12–18°. Исходная пульпа поступает в среднюю часть классификатора. Пески выдаются спиралью из верхнего конца классификатора, а слив выводится из нижнего конца через сливной порог. Эти классификаторы не чувствительны к заиливанию, просты в изготовлении и эксплуатации. Спиральные классификаторы имеют диаметр спирали от 300 до 3000 мм, длина их составляет от 3 до 12,5 м. Число оборотов спирали – 1–8 об/мин.

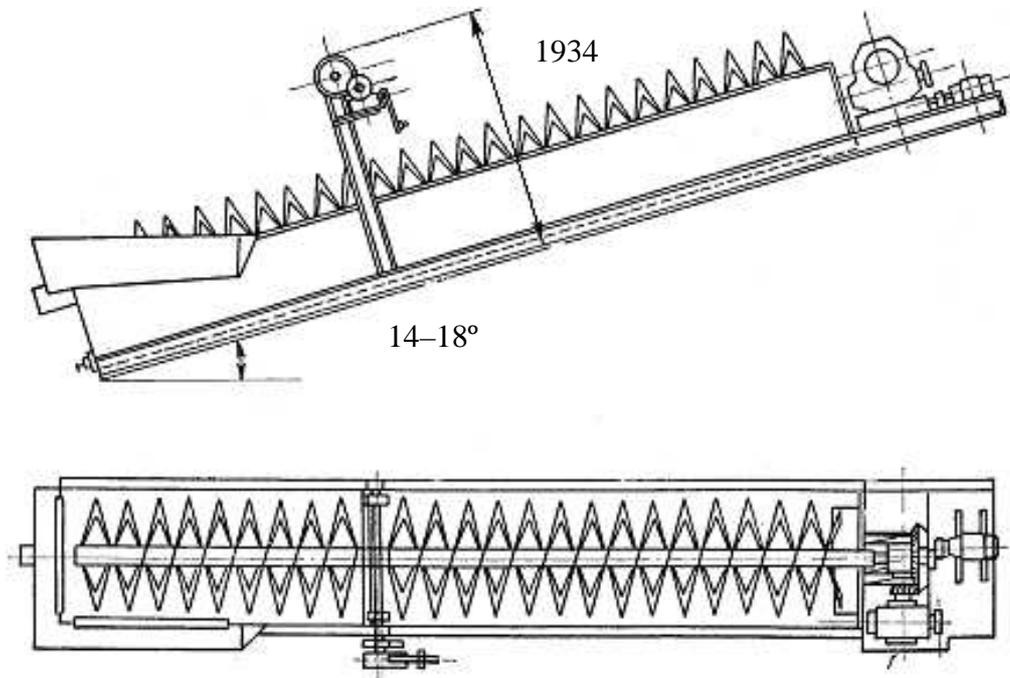


Рис. 4.6. Спиральный классификатор

Наряду с механическими классификаторами для разделения измельченных материалов по крупности широко применяются *гидроциклоны* (рис. 4.7) и дуговые колосниковые грохоты.

Гидроциклон состоит из цилиндрической и конической части, центральной трубы и патрубков для ввода пульпы и вывода продуктов

разделения. Пульпа по касательной вводится в гидроциклон и приобретает вращательное движение. Крупные частицы под действием центробежных сил отбрасываются к стенкам и спускаются вниз, выходя из нижнего отверстия в виде песков. Мелкие фракции выводятся в виде пульпы через центральную трубу. Гидроциклоны не имеют привода, просты в эксплуатации, однако они работают только с насосами и требуют больших энергетических затрат на перекачку пульпы. Кроме того, корпус гидроциклона истирается и требует защиты от эрозии.

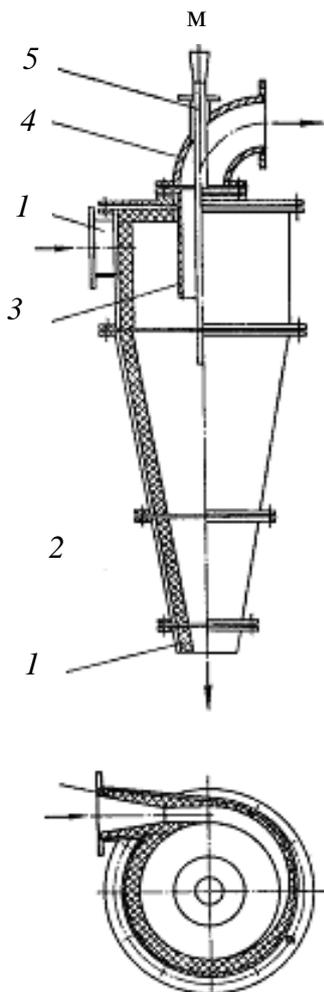


Рис. 4.7. Гидроциклон со спиральным подводом суспензии:

- 1 – питающий патрубок;
- 2 – песковая насадка;
- 3 – сливная насадка;
- 4 – патрубок вывода слива;
- 5 – воздушная труба

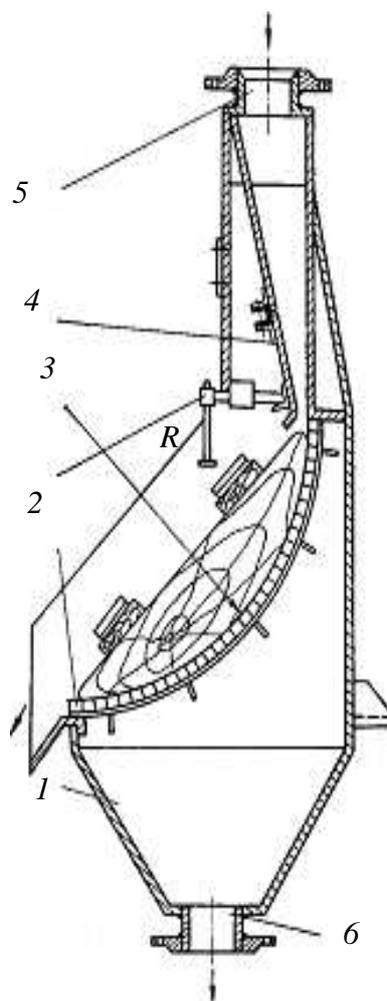


Рис. 4.8. Дуговое сито СД-1:
 1 – корпус; 2 – щелевое сито;
 3 – винт прижимной; 4 – щит
 прижимной; 5 – питающий
 патрубок; 6 – воронка
 подрешетного патрубка

В связи с этим в последние годы для классификации применяются *дуговые колосниковые грохоты* (рис. 4.8), особенно при крупном измельчении, в частности в калийной промышленности.

Дуговые грохоты представляют собой вогнутые сита с определенным размером отверстий. Пульпа самотеком подается на сито и стекает по нему вниз. Мелкие фракции проваливаются вместе с водой через отверстия сит и образуют слив, а крупные фракции скатываются по поверхности грохота и разгружаются в виде песков.

4.4. Схемы измельчения и классификации

По аналогии со схемами дробления схемы измельчения подразделяются на одностадиальные, двухстадиальные и многостадиальные. Стадия измельчения включает в себя операции измельчения и классификации. Одностадиальные схемы измельчения включают в себя операции предварительной, поверочной и контрольной классификации. В зависимости от последовательности операций измельчения и классификации одностадиальные схемы измельчения могут быть оформлены в нескольких вариантах: схема измельчения с поверочной классификацией, схема измельчения с предварительной и поверочной классификацией и др. (рис. 4.9).

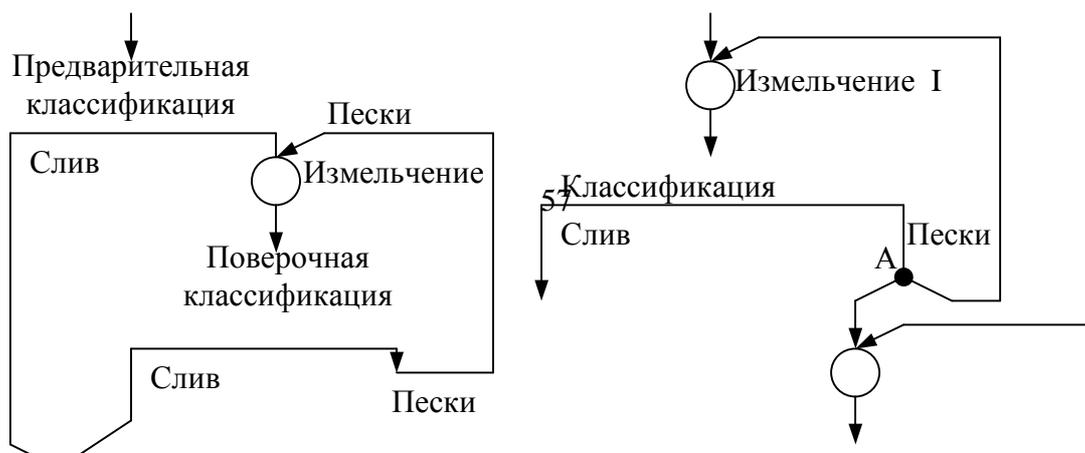
Одностадиальные схемы применяют при измельчении руды до 0,2–0,3 мм. Операцию предварительной классификации применяют при содержании готовой фракции в питании мельницы не менее 15%. Если содержание мелких фракций в питании невелико, то применяют схемы с поверочной классификацией. Во всех случаях мельницы работают в замкнутом цикле с классификатором, причем объем циркуляционной нагрузки составляет 100–200%.

Увеличение циркуляционной нагрузки приводит к росту производительности мельниц, однако эта зависимость носит затухающий характер, кроме того, возрастают затраты на циркуляцию, увеличиваются размеры классификаторов. Поэтому опытным путем устанавливают оптимальную величину циркуляционной нагрузки.

При необходимости тонкого измельчения применяют двух- или трехстадиальные схемы измельчения. Рассмотрим один из вариантов двухстадиальной схемы измельчения (рис. 4.9, б).

В этом случае на I стадии измельчения применяют стержневые или короткие шаровые мельницы, на II стадии – шаровые мельницы.

Двухстадиальные схемы могут быть оформлены в различных вариантах. Выбор оптимального варианта представляет собой довольно сложную задачу и может быть осуществлен на основании детального расчета и сравнения технико-экономических показателей различных вариантов. Методика расчета схем измельчения приведена в источнике [4].



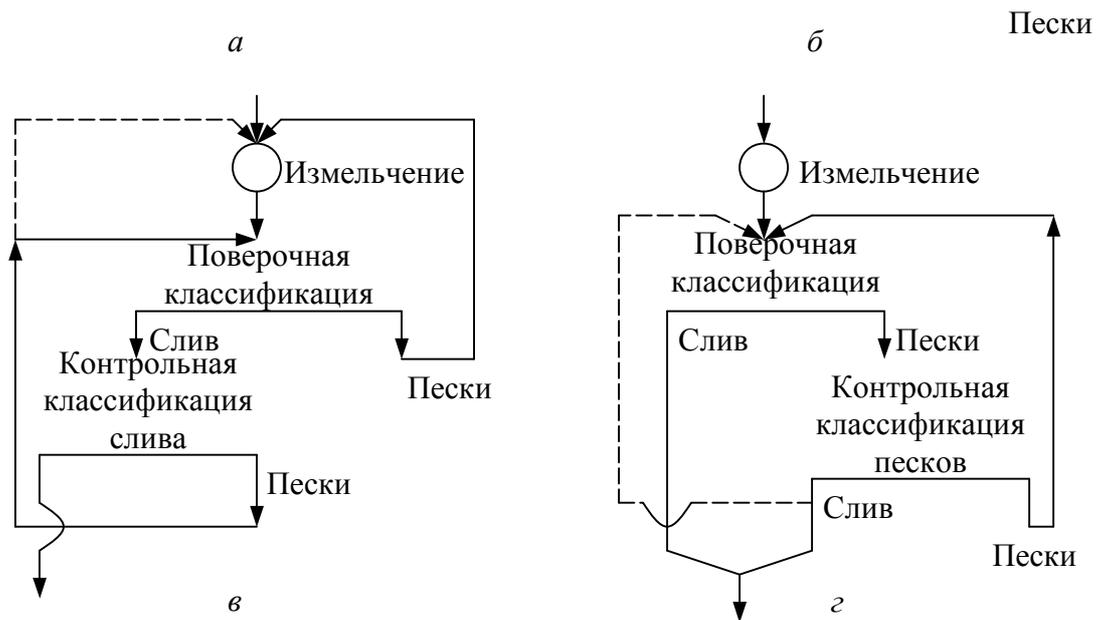


Рис. 4.9. Схемы измельчения:
 а – с предварительной и поверочной классификацией в полностью замкнутом цикле; б – с классификацией в частично замкнутом цикле;
 в – с контрольной классификацией слива;
 г – с контрольной классификацией хвостов

ГЛАВА 5. ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

В основе гравитационных методов обогащения лежит различие в плотностях (удельных весах) минералов, составляющих рудную массу. Гравитационное обогащение осуществляется в потоке жидкости или газа (воздуха) и основывается на законах падения тел в среде, в которой происходит обогащение.

Как известно, в вакууме все тела независимо от их величины, формы и удельного веса падают с одинаковой скоростью, определяемой выражением

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

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

В то же время в любой среде скорость падения зерен будет меньше, так как среда будет оказывать сопротивление падающему телу, поэтому скорость падения зерен в среде будет зависеть от их плотности и размеров – тяжелые и крупные зерна будут падать с большей скоростью, чем легкие и мелкие. Для доказательства этого рассмотрим падение зерна шарообразной формы в среде жидкости с плотностью δ_0 . При падении шарообразного зерна на него действуют две силы – сила тяжести, направленная вниз, и сила сопротивления среды, направленная вверх. Сила тяжести определяется формулой

$$G = mg ; m = V\rho ; V = \frac{\pi d^3}{6} ; G = \frac{\pi d^3}{6} \rho g,$$

где G – сила тяжести, Н; d – диаметр зерна, мм; ρ – плотность зерна, г/см³.

Известно, что тело, находящееся в жидкости, теряет в весе столько, сколько весит вытесненная им жидкость. Поэтому сила тяжести, действующая на тело, в среде с плотностью ρ_0 будет равна

$$G = \frac{\pi d^3}{6} (\rho - \rho_0) g.$$

Сила сопротивления среды P согласно квадратичному закону динамического сопротивления Ньютона равна

$$P = \frac{1}{3} \frac{\pi d^2}{4} v^2 \rho_0,$$

где d – диаметр шара, мм; v – скорость падения, м/с; ρ_0 – плотность среды, г/см³.

Если пренебречь силами трения, то можно составить дифференциальное уравнение движения шара в среде:

$$m \frac{dv}{dt} = \frac{\pi d^3}{6} (\rho - \rho_0) g - \frac{1}{3} \frac{\pi d^2}{4} v^2 \rho_0,$$

где m – масса шара, которая равна $m = \frac{\pi d^3}{6} \rho$.

Разделив обе части уравнения на массу шара, получим

$$\frac{dv}{dt} = \frac{\rho - \rho_0}{\rho} g - \frac{v^2 \rho_0}{2\rho d},$$

откуда следует, что ускорение движения шара, т. е. $\frac{dv}{dt}$, по мере увеличения скорости падения тела будет уменьшаться и при определенном значении скорости падения $v_0 = \frac{dv}{dt}$ станет равным 0, т. е.

$$\frac{dv}{dt} = \frac{\rho - \rho_0}{\rho} g - \frac{v^2 \rho_0}{2\rho d} = 0$$

или

$$\frac{\rho - \rho_0}{\rho} g = \frac{v^2 \rho_0}{2\rho d}.$$

С этого момента тело в среде будет падать с постоянной скоростью v_0 . Эта постоянная скорость падения тела называется конечной скоростью падения, измеряется в сантиметрах в секунду и может быть определена из уравнения

$$v_0 = \sqrt{\frac{2gd(\rho - \rho_0)}{\rho_0}} = 44,29 \sqrt{d \frac{\rho - \rho_0}{\rho_0}}.$$

При падении шарообразного тела в воде эта формула упрощается:

$$v_0 = 44,29 \sqrt{d(\rho - 1)},$$

так как $\rho_0 = 1$.

Таким образом, конечная скорость падения тела в воде определяется величинами диаметра зерна и плотности минерала. Для двух зерен с одинаковой плотностью, но разных размеров конечная скорость падения будет тем больше, чем больше диаметр зерна. Для

двух зерен одинакового диаметра, но различной плотности конечная скорость падения будет тем больше, чем больше плотность минерала. Зерна двух минералов, имеющие различные размеры и плотность, но падающие с одинаковой скоростью, называются *равнопадающими*.

В качестве примера определим равнопадающие зерна для кварца (SiO_2) и свинцового блеска (PbS). Плотность кварца составляет $2,65 \text{ г/см}^3$, свинцового блеска – $7,5 \text{ г/см}^3$. Примем диаметр зерна кварца 4 мм, а диаметр зерна свинцового блеска – 1 мм.

Тогда

$$v_{0 \text{ SiO}_2} = 44,29 \sqrt{0,4(2,65 - 1)} = 44,29 \sqrt{0,66};$$

$$v_{0 \text{ PbS}} = 44,29 \sqrt{0,1(7,5 - 1)} = 44,29 \sqrt{0,65}.$$

Следовательно, зерна кварца диаметром 4 мм и свинцового блеска диаметром 1 мм будут падать в воде с одинаковой скоростью, т. е. будут *равнопадающими*. Отношение диаметра зерна легкого минерала d_1 к диаметру зерна тяжелого минерала d_2 , имеющих одинаковую конечную скорость падения в среде, называется *коэффициентом равнопадаемости e* , который равен

$$e = d_1 / d_2.$$

Величина коэффициента равнопадаемости непостоянна, она зависит от диаметра частиц. Для зерен кварца и свинцового блеска она возрастает от 1,54 до 4 при увеличении диаметра зерен кварца от 0,03 до 4 мм. Однако при выводе этих формул было учтено только динамическое сопротивление среды и совершенно не учтено внутреннее трение среды при падении тела. Такой режим реализуется только при больших скоростях падения тел, т. е. для крупных и тяжелых зерен.

Для мелких и легких зерен определяющее влияние на скорость падения тел в среде будет оказывать сила внутреннего трения. Для частиц шарообразной формы сила внутреннего трения P_{St} , дин, рассчитываются по уравнению Стокса:

$$P_{\text{St}} = 3\pi\mu d v,$$

где μ – коэффициент вязкости среды, дин·с/см²; d – диаметр частицы, см; v – скорость падения, см/с.

В этом случае дифференциальное уравнение движения частицы выглядит следующим образом:

$$m \frac{dv}{dt} = G_0 - P_{St} = \frac{\pi d^3}{6} (\rho - \rho_0) g - 3\pi \mu v d.$$

Разделив обе части уравнения на массу $m = \frac{\pi d^3}{6} \rho$, получаем величину ускорения движения

$$\frac{dv}{dt} = \frac{\rho - \rho_0}{\rho} g - \frac{18\mu v}{d^2 \rho} = g_0 - \frac{18\mu v}{d^2 \rho}.$$

Таким образом, ускорение падающего тела будет уменьшаться по мере увеличения скорости падения v и при ее определенном значении ускорение $\frac{dv}{dt} = 0$, т. е.

$$\frac{dv}{dt} = g_0 - \frac{18\mu v_0}{d^2 \rho} = 0$$

или

$$\frac{\rho - \rho_0}{\rho} g = \frac{18\mu v_0}{d^2 \rho},$$

откуда конечная скорость падения v_0 , см/с, равна

$$v_0 = 54,5 d^2 \frac{\rho - \rho_0}{\mu}.$$

При падении в воде эта формула примет вид

$$v_0 = 54,5 d^2 \frac{\rho - 1}{\mu}.$$

Таким образом, расчет конечных скоростей падения для зерен различных размеров и плотности осуществляется по разным формулам, так как для крупных и тяжелых зерен определяющее влияние на конечную скорость падения оказывают силы динамического сопротивления среды, а для мелких и легких зерен – силы внутреннего трения. Для зерен промежуточных размера и плотности необходимо учитывать обе эти силы. Кроме того, при выводе этих формул были сделаны следующие допущения:

- 1) зерна имеют шарообразную форму;
- 2) рассматривалось падение единичного зерна в среде спокойной жидкости.

В реальных условиях форма зерен отличается от шарообразной: она может быть округленной, угловатой, продолговатой, пластинчатой. Кроме того, в реальных условиях падение зерен осуществляется из концентрированных суспензий, т. е. в стесненной среде.

В этих условиях частицы испытывают влияние не только среды, но и смежных частиц, в результате чего вязкость и плотность среды резко возрастает. Поэтому расчет конечных скоростей падения по приведенным формулам не дает точных результатов. Реальная скорость падения будет определяться формулой

$$v_0 = k\sqrt{d(\rho - 1)},$$

где k – эмпирический коэффициент, учитывающий форму частиц, концентрацию и вязкость суспензии и др.

Чаще всего конечную скорость падения частиц в различных средах определяют экспериментальным путем. По полученным данным для руды, состоящей из нескольких минералов, строят диаграмму, характеризующую зависимость скорости падения частиц от их диаметра, так называемую диаграмму Чечотта. Эта диаграмма для трех минералов с различной плотностью (угля, кварца, галенита (PbS)) представлена на рис. 5.1.

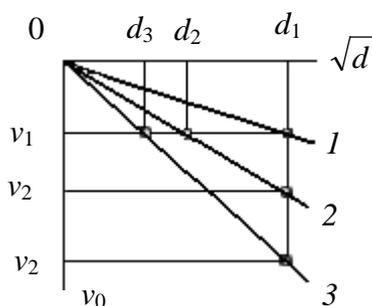


Рис. 5.1. Диаграмма Чечотта для трех материалов:
1 – уголь; 2 – кварц;
3 – галенит

Угол наклона прямой, выражающей зависимость скорости падения от диаметра зерен, будет тем больше, чем больше удельный вес минерала. Пользуясь этой диаграммой, можно найти диаметр равнопадающих зерен различных минералов. Для этого необходимо провести горизонтальную линию при определенной величине скорости падения, например v_1 . При этой скорости равнопадающие зерна для угля будут иметь диаметр d_1 , кварца – d_2 , галенита – d_3 ,

причем $d_1 > d_2 > d_3$. Эти данные используются при расчете промышленных классификаторов, используемых для гравитационного обогащения руд. К числу гравитационных методов обогащения руд относятся:

- гидравлическая или пневматическая классификация, промывка и протирка глинистых руд;
- отсадка (гидравлическая или пневматическая);
- обогащение в тяжелых жидкостях и суспензиях;
- обогащение в желобах или шлюзах;
- обогащение на концентрационных столах (гидравлическое или пневматическое).

5.1. Гидравлическая классификация (классификация в текущей и восходящей струе)

Под *классификацией* понимают разделение смеси минеральных зерен на классы по скоростям падения зерен в различных средах. Если в качестве среды применяется вода, то такая классификация называется *гидравлической*, если воздух – *пневматической*.

Классификации подвергают дробленые или измельченные руды с крупностью зерен не более 8 мм (чаще 3–4 мм). Классификация осуществляется в движущейся (текущей горизонтально или вертикально) струе воды, поэтому зерна будут двигаться со скоростями, равными равнодействующей скорости струи и конечной скорости падения каждого зерна.

В результате гидравлической классификации смеси минеральных зерен различных размеров и плотности происходит разделение смеси на несколько классов равнопадающих зерен. Рассмотрим процесс классификации руды, состоящей из двух минералов, с помощью диаграммы Чечотта (рис. 5.2).

$$d_5 \quad d_4 \quad d_3 \quad d_2 \quad d_1 \quad \sqrt{a}$$

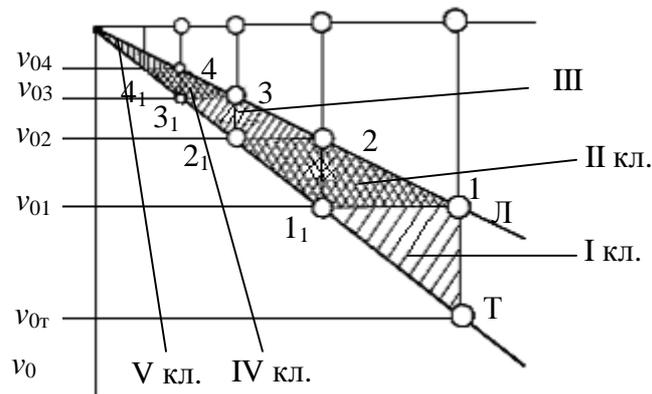


Рис. 5.2. Диаграмма Чечотта:

d – диаметр частиц; v_0 – скорость падения;

ОЛ – зависимость скорости падения легких частиц от диаметра; ОТ – зависимость

скорости падения тяжелых частиц от диаметра

Обозначим максимальный диаметр зерен в смеси d_1 , конечную скорость падения тяжелых частиц диаметром d_1 v_{OT} , легких – v_{OL} . Классификация осуществляется по равнопадаемости в восходящей струе. В этом случае скорость восходящей струи рассчитывают по легкому минералу, имеющему диаметр зерна d_1 . Для определения этой скорости проводим через точку 1 прямую, параллельную оси абсцисс ($1 - v_{01}$). Эта линия пересекает линию падения тяжелого минерала ОТ в точке 1_1 , соответствующей диаметру тяжелых зерен d_2 . Для определения скорости восходящей струи во втором цикле через точку 1_1 проводим вертикальную линию ($1_1 - d_2$) до пересечения с линией падения легких зерен в точке 2. Затем через точку 2 проводим горизонтальную линию ($2 - v_{02}$) до пересечения с линией падения тяжелых зерен в точке 2_1 . Для следующих циклов рассмотренные операции повторяются. Таким образом, изменяя скорость восходящей струи от v_{01} до v_{04} , можно разделить руду на 5 классов:

– I класс содержит только зерна тяжелого минерала с диаметром от d_1 до d_2 ;

– II класс состоит из смеси зерен легкого минерала с диаметром от d_1 до d_2 и тяжелых зерен с диаметром от d_2 до d_3 ;

– III класс состоит из легких зерен с диаметром от d_2 до d_3 и тяжелых с диаметром от d_3 до d_4 ;

– IV класс содержит смесь легких зерен с диаметром от d_3 до d_4 и тяжелых от d_3 до d_4 ;

– V класс состоит из смеси легких зерен с диаметром от d_4 до 0 и тяжелых с диаметром от d_5 до 0.

В каждом классе присутствуют зерна тяжелого и легкого минералов с одинаковым диаметром, так называемые «смежные зерна». Для II класса диаметр смежных зерен равен d_2 ; для III класса – d_3 ; для IV класса – d_4 . Процесс классификации можно осуществлять в восходящей струе, постепенно увеличивая скорость от v_{04} до v_{01} , или в горизонтальной струе, отбирая различные фракции на разных расстояниях от точки ввода суспензии.

5.2. Гидравлические классификаторы

Наиболее простыми классификаторами являются классифицирующие ящики и конусы. Классифицирующие ящики представляют собой один или несколько последовательно расположенных призматических или пирамидальных ящиков, вдоль которых с определенной скоростью движется струя суспензии, содержащей частички руды. Если обозначить длину ящика L , высоту сливного порога первого ящика – h , скорость движения струи – c и конечную скорость падения зерна v_0 , то время прохождения зерна через первый ящик составит $t_1 = L / c$, а время опускания зерна на глубину h – $t_2 = h / v_0$; равнодействующая скорости движения частиц диаметром d_1 будет равна v при постоянной скорости движения струи (рис. 5.3).

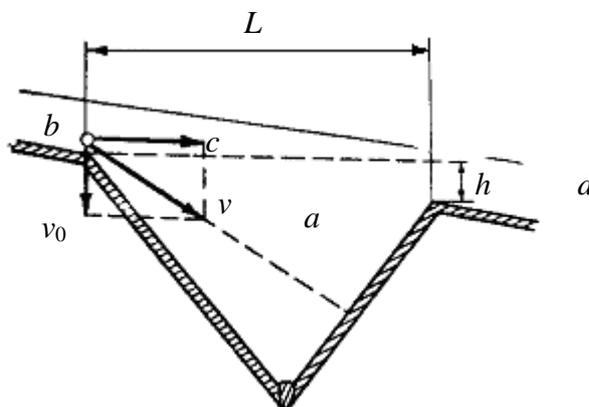


Рис. 5.3. Классифицирующий ящик

В зависимости от величины v_0 для зерен определенного размера возможны два случая:

1) $t_1 > t_2$ – при этом условии минеральное зерно останется внутри классифицирующего ящика и будет выведено и песками из первой камеры классификатора;

2) $t_1 < t_2$ – в этом случае зерно за время прохождения через первый ящик погружается на меньшую глубину, чем высота сливного

порога h , и зерно вместе со сливом удаляется из первого ящика во второй и т. д.

Следовательно, для зерен, уходящих со сливом, должны выполняться неравенства:

$$\frac{L}{c} < \frac{h}{v_0}$$

или

$$v_0 < \frac{hc}{L}.$$

Для зерен, остающихся в первой камере классификатора, неравенства имеют следующий вид:

$$\frac{L}{c} > \frac{h}{v_0}$$

или

$$v_0 > \frac{hc}{L}.$$

Длина классифицирующего ящика $L = \frac{hc}{v_0}$.

Крупный класс удаляется из ящика через сливной штуцер в нижней части ящика. Таким образом, в ящичных классификаторах разделение руды осуществляется в горизонтально движущейся струе суспензии. Однако большее распространение в промышленности получила классификация измельченных материалов в восходящей струе воды (рис. 5.4).

D

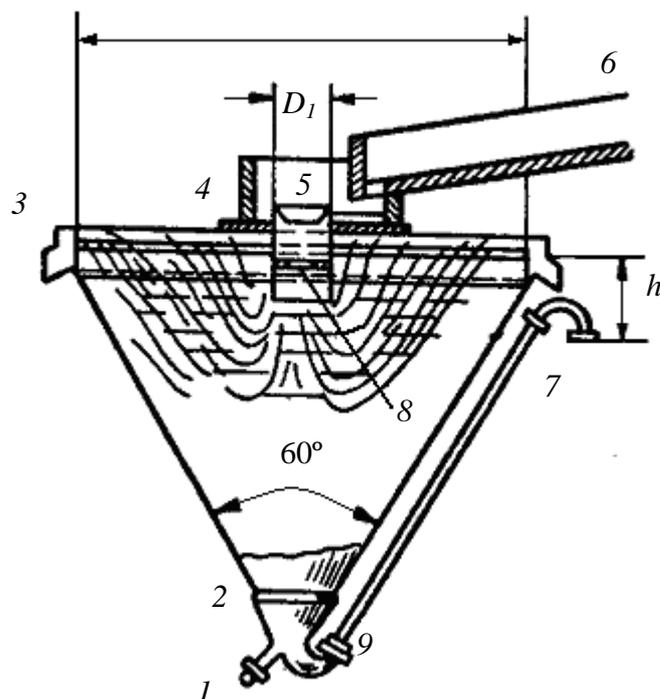


Рис. 5.4. Классифицирующий конус:
 1, 9 – патрубок; 2 – выпускной чугунный конус;
 3 – кольцевой желоб; 4 – сливной порог;
 5 – цилиндр; 6 – желоб; 7 – отводная трубка;
 8 – сетка

Пульпа по желобу 6 поступает в центр воронки и, пройдя через цилиндр 5, равномерно распространяется по всей поверхности верхней части конуса. Крупные, более тяжелые минеральные зерна падают вниз. Нижний продукт разгружается через чугунный конус 2 посредством патрубка 9 и специальной отводной трубки 7 с загнутым сифонным отводом. Мелкий продукт – слив вместе с водой переливается через сливной порог 4 в кольцевой желоб 3. При случайном засорении выпускного конуса 2 он промывается струей воды, подаваемой через патрубок 1. Размер конуса выбирают по заданной производительности с учетом величины зерен слива.

В смеси минеральных зерен с водой различные по крупности или плотности зерна будут иметь скорости падения $v_{01} > v_{02} > v_{03}$ и т. д. Если поместить эти зерна в трубу, в которой движется восходящая струя воды со скоростью u_1 меньшей, чем v_{01} , но большей, чем v_{02} , то соответствующие зерна будут перемещаться по трубе со скоростями, равными разностям $v_{01} - u_1$, $v_{02} - u_1$, $v_{03} - u_1$. Поскольку $v_{01} > u_1$, то первое зерно будет опускаться, а так как $v_{02} < u_1$, то зерна с диаметром d_2 будут подниматься вместе со струей.

Таким путем достигается разделение зерен на два класса: первый класс зерен, скорость падения v_{01} которых больше скорости струи u_1 , будет собираться внизу трубы, а второй класс зерен со скоростью $v_{02} < u_1$ уйдет из трубы со сливом.

При необходимости разделения руды на несколько классов слив или пески подвергают дополнительной классификации, изменяя скорость подачи восходящей струи. Таким образом, процесс классификации может быть осуществлен от крупного к мелкому (повторной классификации подвергают слив) или от мелкого к крупному (повторной классификации подвергают пески).

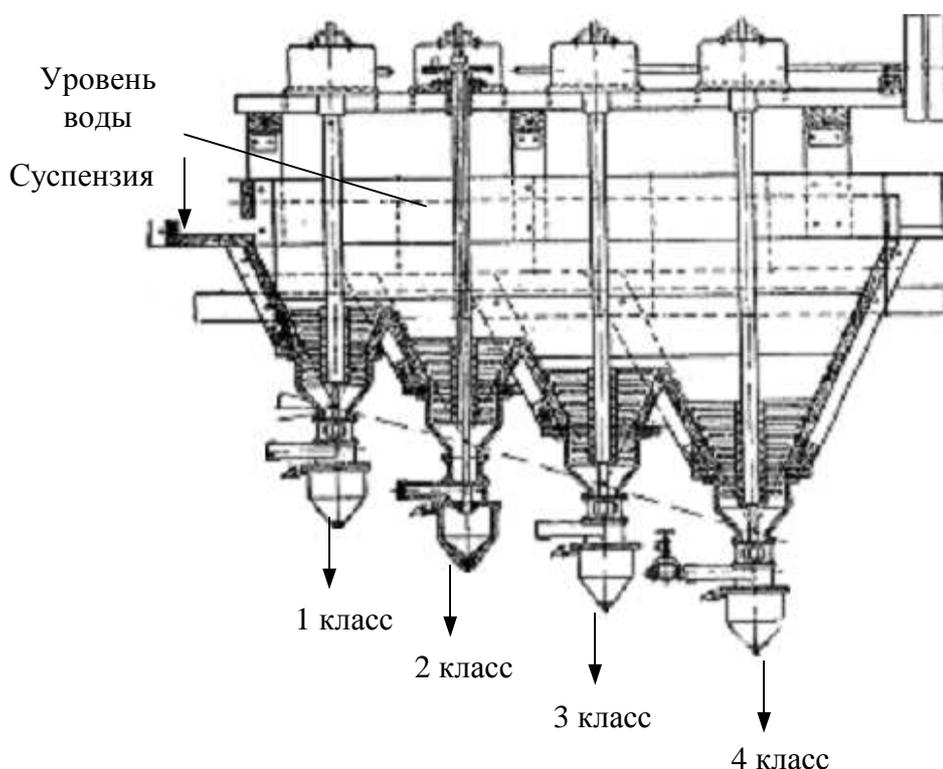


Рис. 5.5. Классификатор стесненного падения с механической периодической разгрузкой крупных классов из камер

Для повышения эффективности классификации в промышленности часто совмещают классификацию в движущейся горизонтальной струе и в восходящей струе в одном и том же аппарате. С этой целью в разгрузочной части ящичных или конусных классификаторов устанавливают классификационные трубы, в нижнюю часть которых подается вода. Таким образом, в классификационной трубе создается восходящая струя, а в

классификаторах в целом – горизонтальная. Устройство такого классификатора представлено на рис. 5.5.

В таких классификаторах осуществляется стесненное падение зерен в нижней части, что позволяет уменьшить расход воды. Для того чтобы классифицируемый материал в конусах не уплотнялся, в них устанавливают лопастные мешалки, при медленном вращении которых происходит разрыхление материала. По такому же принципу работают конусные гидравлические ловушки для улавливания из пульпы крупных зерен.

5.3. Отсадка

Отсадкой называется процесс гравитационного обогащения полезных ископаемых, заключающийся в разделении смеси минеральных зерен на слои минералов, имеющих различный удельный вес, в пульсирующей в вертикальном направлении струе воды или воздуха. Процесс отсадки осуществляется следующим образом (рис. 5.6).

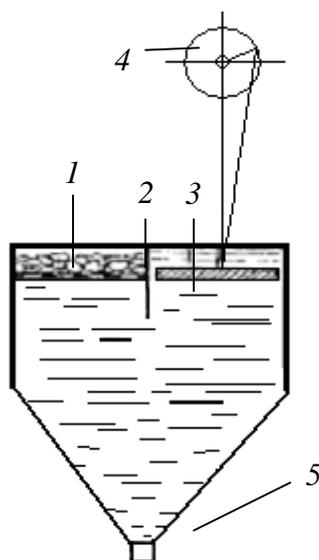


Рис. 5.6. Схема отсадочной машины:
1 – сито; 2 – перегородка;
3 – поршень; 4 – эксцентриковый вал; 5 – корпус машины

Измельченная руда загружается на сито или решето 1, расположенное в емкости с водой 5. Затем через сито с помощью поршня 3 продавливается вода. При движении поршня вниз создается восходящая струя, а при движении вверх – нисходящая. В результате

этого слой руды, находящийся над решетом, за время каждого цикла то максимально разрыхляется (в восходящей струе), то уплотняется (в нисходящей струе). При разрыхлении слоя в восходящей струе частицы легкого минерала поднимаются вверх, а частицы тяжелого минерала опускаются вниз. В нисходящей струе происходит уплотнение слоя, что препятствует проникновению зерен легких минералов вглубь слоя.

Таким образом, происходит расслоение материала по удельным весам – тяжелые зерна концентрируются в нижнем слое, а легкие – в верхнем. Расслоение зерен в рабочей камере отсадочной машины происходит в условиях стесненного падения, в связи с чем конечная скорость падения зерен мала. Поэтому для повышения эффективности разделения требуется большое число коротких циклов пульсаций, создающих восходящие и нисходящие струи воды. Оптимальное число пульсаций для разделения руд, имеющих различную крупность и плотность, подбирается экспериментально и создается путем изменения числа качаний поршня. Рассмотрим процесс разделения равнопадающих зерен руды, состоящей из двух минералов (А – тяжелый минерал, В – легкий), методом отсадки с помощью диаграммы Чечотта (рис. 5.7).

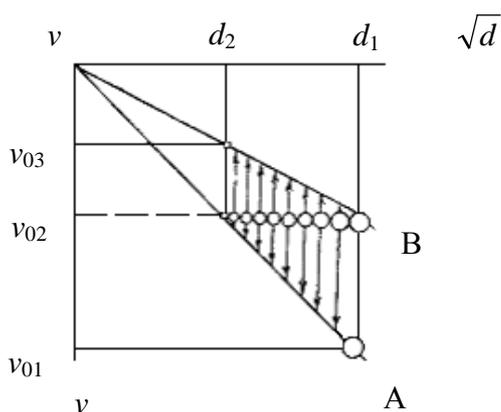


Рис. 5.7. Диаграмма классификации материала отсадкой

Максимальный диаметр зерен – d_1 , минимальный – d_2 , причем $d_2 = d_1 / e$, где e – коэффициент равнопадаемости.

При многократной пульсации струи со скоростью v_{02} зерна легкого минерала с диаметром $d_1 - d_2$ будут всплывать и соберутся в верхнем слое, а зерна тяжелого минерала будут тонуть и соберутся в нижнем слое. Таким образом, произойдет расслоение дробленой руды на два слоя: в верхнем слое будут находиться зерна легкого минерала диаметром от d_1 до d_2 , а в нижнем – тяжелого. Для разделения руды по такому методу отсадки требуется предварительная классификация

измельченной руды путем грохочения на классы, не превосходящие коэффициент равнопадаемости.

Рассмотрим в качестве примера разделение руды, состоящей из двух минералов – кварца ($\rho = 2,65 \text{ г/см}^3$) и сфалерита ZnS ($\rho = 4,0 \text{ г/см}^3$). Коэффициент равнопадаемости для этих минералов равен 1,8. Максимальная крупность кусков руды – 50 мм. Перед обогащением руды методом отсадки она должна быть разделена методом грохочения на ряд классов, не превосходящих коэффициента равнопадаемости.

Первый класс должен включать частицы с размером от 50 до $50 / 1,8 = 28$ мм; второй класс – от 28 до $28 / 1,8 = 16$ мм; третий – от 16 до $16 / 1,8 = 9$ мм; четвертый – от 9 до $9 / 1,8 = 5$ мм; пятый – от 5 до $5 / 1,8 = 2,8$ мм; шестой – от 2,8 до $2,8 / 1,8 = 1,6$ мм; седьмой класс – остаток с размером частиц менее 1,6 мм. Таким образом, перед обогащением методом отсадки руда должна быть рассеяна на семь фракций через набор сит с диаметром отверстий 28; 16; 9; 5; 2,8; 1,6 мм.

Каждая фракция подвергается обогащению в отсадочной машине при различных скоростях восходящей струи и различном числе пульсаций. В процессе отсадки наряду с разделением минералов по плотности происходит естественное перераспределение частиц одного и того же минерала по крупности, т. е. *сегрегация*. При многократной пульсации струи мелкие зерна одного и того же минерала проваливаются через пустоты, образующиеся между крупными зернами, и собираются в нижней части слоя, а крупные зерна концентрируются в верхней. Используя явление сегрегации, можно обогащать методом отсадки и неклассифицированные материалы. В этом случае на решето достаточно толстым слоем насыпают искусственную постель из шаров, диаметр которых должен быть в 2–3 раза больше максимального диаметра частиц в руде.

Удельный вес шаров постели должен быть больше, чем удельный вес легкого минерала, но меньше, чем удельный вес тяжелого минерала. В этом случае при отсадке зерна тяжелого минерала будут проваливаться через пустоты между шарами постели и через отверстия сит и будут собираться в нижней части отсадочной машины. Зерна легкого минерала собираются на поверхности постели, откуда выгружаются через специальные устройства.

Таким образом, методом отсадки можно обогащать как классифицированные, так и неклассифицированные материалы, используя различные конструкции отсадочных машин.

5.4. Типы отсадочных машин

В современной практике методом отсадки обогащают руды с крупностью от 100 до 0,25 мм. Отсадка крупнокускового материала осуществляется с предварительной классификацией руды на грохотах с выделением равнопадающих фракций по коэффициенту равнопадаемости. Мелкие фракции подвергают отсадке без предварительной классификации через искусственную постель. В зависимости от характера действия струи воды отсадочные машины делят на две группы:

- 1) отсадочные машины с попеременным действием восходящей и нисходящей струй воды с неподвижным или подвижным решетом;
- 2) отсадочные машины пульсирующего действия прерывистой восходящей струей.

Отсадочные машины с неподвижным решетом

Наибольшее распространение в промышленности получили много камерные отсадочные машины с неподвижным решетом (рис. 5.8).

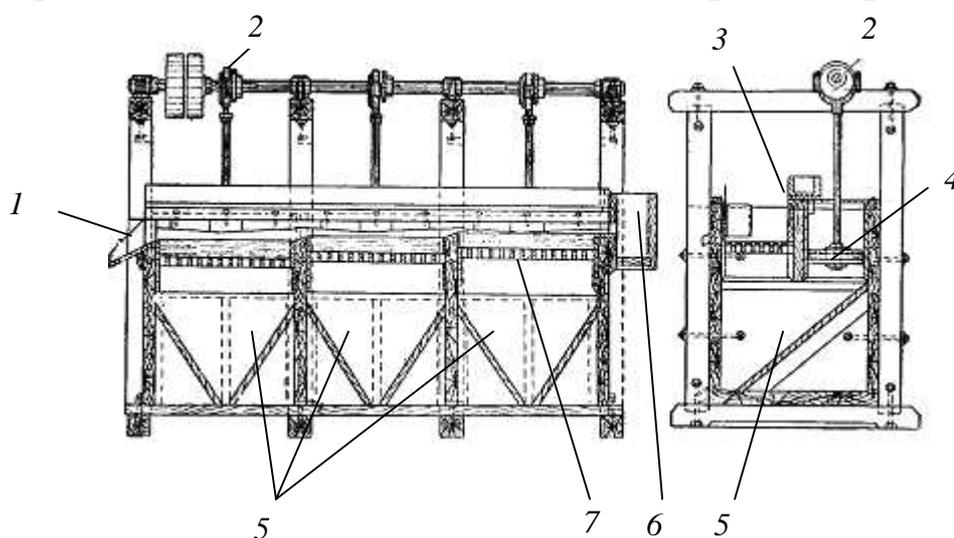


Рис. 5.8. Отсадочная машина с неподвижным решетом:

- 1 – сливной желоб; 2 – эксцентрик; 3 – перегородка; 4 – поршень;
5 – пирамидальный ящик; 6 – загрузочный ящик; 7 – решето

Поршневая отсадочная машина состоит из корпуса, разделенного перегородкой 3 на два отделения – поршневое и рабочее решетное. Поршень 4 совершает возвратно-поступательные движения от эксцентрика 2, соединенного с поршнем с помощью штока. При движении поршня вниз вода выдавливается из поршневого отделения в рабочее, создавая на решетке 7 восходящую струю. При подъеме поршня вода засасывается из рабочего в поршневое отделение, создавая на решетке нисходящую струю.

Пульпа поступает в загрузочный ящик б, откуда равномерно распределяется по решетке первой камеры. При пульсации струи материал на решетке многократно разрыхляется и уплотняется, в результате чего происходит разделение материала на два слоя по плотности и перемещение материала вдоль решетки справа налево. В результате материал перемещается из первой камеры во вторую, а затем – в третью. Решетки камер расположены ступенчато – решетка последующей камеры устанавливается ниже предыдущего на 100 мм. Хвосты и концентрат выгружаются из последней камеры.

Эффективность обогащения определяется амплитудой и частотой качаний поршня. Чем крупнее материал, тем больше амплитуда и меньше частота качаний поршня, и наоборот, чем мельче материал, тем меньше амплитуда и больше частота качаний поршня. Зависимость амплитуды и частоты качаний поршня от размера частиц в руде характеризуется данными, представленными в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Зависимость амплитуды и частоты качаний поршня от размера частиц в руде

| Параметр | Значение | | | | | | |
|--------------------------|----------|-------|------|-----|-----|-----|-----|
| Средний размер зерен, мм | 42 | 22 | 12 | 6 | 3 | 1,7 | 0,7 |
| Ход поршня, мм | 68 | 50 | 37 | 24 | 14 | 12 | 5 |
| Размер зерен, мм | 64–32 | 32–16 | 16–8 | 8–4 | 4–2 | 2–1 | 1–0 |
| Число качаний /мин | 129 | 131 | 144 | 176 | 235 | 250 | 281 |

Разгрузка концентрата и хвостов из отсадочных машин при обогащении крупного классифицированного материала осуществляется через боковую разгрузочную щель в последней камере или через центральную трубу. При отсадке мелкого неклассифицированного материала разгрузка концентрата осуществляется через искусственную постель и через отверстия в решетке. Зерна концентрата собираются в нижней части ящика, откуда по мере накопления периодически выгружаются.

Кроме поршневых отсадочных машин в промышленности применяются диафрагмовые машины, в которых поршень заменен диафрагмой; пульсирующие клапанные машины, в которых под решетку через определенные промежутки времени с помощью клапана подается определенная порция воды, создавая восходящую струю; отсадочные машины с подвижным решетом. Принцип действия всех этих машин аналогичен, они отличаются друг от друга только конструкцией. Конструкции этих машин описаны в источнике [3].

5.5. Обогащение в тяжелых жидкостях и суспензиях

Из всех методов обогащения этот метод наиболее простой. Сущность его заключается в следующем. Если измельченную руду, состоящую из двух минералов с различной плотностью, поместить в жидкость, имеющую промежуточную плотность, то все частицы легкого минерала независимо от их размеров всплывут на поверхность, а частицы тяжелого минерала погрузятся на дно. Рассмотрим процесс обогащения породы, состоящей из каменного угля и сланца. Удельный вес каменного угля составляет $1,3 \text{ г/см}^3$, сланца – $2,3 \text{ г/см}^3$. В качестве тяжелой жидкости используют раствор хлористого цинка или хлористого кальция с удельным весом $1,8 \text{ г/см}^3$. Если поместить измельченную породу в раствор, то частицы каменного угля всплывут на поверхность, а частицы сланца погрузятся на дно. После разделения суспензию концентрата и хвостов выгружают из сепаратора, отфильтровывают, промывают и сушат.

При всей кажущейся простоте этот метод имеет и серьезные недостатки, связанные с подбором жидкости соответствующей плотности и возможностью ее регенерации. Тяжелые жидкости, применяемые для обогащения, должны быть дешевыми, не должны вступать в химическое взаимодействие с минералами, не должны обладать высокой вязкостью и изменять удельный вес в процессе обогащения.

В качестве тяжелых жидкостей можно использовать тяжелые органические жидкости, водные растворы неорганических солей или расплавы, например:

1) бромформ CHBr_3 – бесцветная хорошо подвижная жидкость с малой вязкостью; удельный вес – $2,9 \text{ г/см}^3$, $t_{\text{кип}} - 150^\circ\text{C}$; жидкость инертна, не реагирует с большинством минералов, хорошо растворяется в бензоле, спирте, бензине и легко отмывается ими от минералов;

2) йодистый метилен CH_2I_2 – легкоподвижная жидкость с малой вязкостью, удельный вес – $3,33 \text{ г/см}^3$, $t_{\text{кип}} - 180^\circ\text{C}$; растворяется в органических растворителях (бензоле, ксилоле, спирте, эфире), легко отмывается ими от минералов;

3) раствор йодистого калия KI и двуиодистой ртути HgI_2 в отношении $1 : 1,24$ в воде (на 100 г смеси солей 16 г воды), максимальный удельный вес – $3,2-3,3 \text{ г/см}^3$; хорошо растворяется в воде и отмывается ею от минералов;

4) тяжелая жидкость на основе водных растворов йодидов бария и ртути $BaI_2 + HgI_2$; максимальная плотность – $3,58 \text{ г/см}^3$;

5) расплав азотно-кислой закисной ртути $Hg_2(NO_3)_2$, $t_{пл} - 70^\circ\text{C}$, плотность – $4,3 \text{ г/см}^3$;

б) расплав смеси хлоридов цинка и свинца $ZnCl_2 + PbCl_2$, удельный вес – $5,0 \text{ г/см}^3$, $t_{пл} - 400^\circ\text{C}$.

Как видим, все эти жидкости весьма дефицитны, часто токсичны и дороги, а их регенерация затруднительна и неполна. Например, при использовании наиболее дешевого раствора $CaCl_2$ при обогащении угля безвозвратные потери реагента составляют 2 л/т угля, что экономически не окупается. Поэтому обогащение в тяжелых жидкостях применяется только в лабораторной практике.

В промышленности в качестве тяжелых сред для обогащения вместо тяжелых жидкостей используют тяжелые суспензии, т. е. взвеси тонко измельченных твердых материалов в воде. Такие суспензии представляют собой псевдожидкости с повышенным удельным весом, обладают хорошей текучестью и структурной вязкостью. В качестве утяжелителей для приготовления тяжелых суспензий применяют глину ($\rho = 2,6 \text{ г/см}^3$), тонкоизмельченный кварцевый песок ($\rho = 2,65 \text{ г/см}^3$), магнетит Fe_3O_4 ($\rho = 5,18 \text{ г/см}^3$), ферросилиций (сплав 85% Fe, 15% Si; $\rho = 6,8 \text{ г/см}^3$), свинцовый блеск PbS (галенит; $\rho = 7,6 \text{ г/см}^3$). Для получения стабильных суспензий утяжелители должны быть измельчены до размеров $-75+40\mu$, так как крупнозернистый материал быстро оседает, и создать стабильную суспензию невозможно. Удельный вес суспензии зависит от содержания твердого материала и его плотности. Зависимость удельного веса суспензии от содержания твердого материала и его удельного веса характеризуется данными, представленными в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Зависимость удельного веса суспензии от содержания твердого материала и его удельного веса

| Содержание твердого материала в суспензии, % | Отношение Т : Ж | Удельный вес твердого материала | | | | | | |
|--|-----------------|---------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | 2,6 | 3,0 | 3,4 | 4,2 | 4,6 | 6,8 | 7,5 |
| | | Удельный вес суспензии | | | | | | |
| 10 | 1 : 9 | 1,065 | 1,071 | 1,076 | 1,082 | 1,085 | 1,092 | 1,095 |
| 20 | 1 : 4 | 1,140 | 1,163 | 1,174 | 1,193 | 1,197 | 1,218 | 1,225 |
| 30 | 1 : 2,33 | 1,226 | 1,250 | 1,269 | 1,296 | 1,307 | 1,343 | 1,351 |
| 40 | 1 : 1,5 | 1,326 | 1,363 | 1,393 | 1,438 | 1,456 | 1,519 | 1,530 |
| 50 | 1 : 1 | 1,444 | 1,500 | 1,545 | 1,645 | 1,643 | 1,741 | 1,752 |
| 60 | 1 : 0,67 | 1,585 | 1,667 | 1,735 | 1,842 | 1,885 | 2,041 | 2,162 |

| | | | | | | | | |
|----|----------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 70 | 1 : 0,43 | 1,757 | 1,875 | 1,977 | 2,143 | 2,212 | 2,472 | 2,659 |
| 80 | 1 : 0,25 | 1,969 | 2,142 | 2,297 | 2,560 | 2,674 | 3,386 | 3,490 |

Таким образом, с повышением содержания твердого в суспензии ее удельный вес возрастает. Однако при этом резко возрастает также вязкость суспензии, и она теряет свойство текучести. Поэтому максимальный удельный вес суспензии зависит от вида утяжелителя и его содержания в суспензии (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Зависимость удельного веса суспензии от вида утяжелителя

| Утяжелитель | Глина | Кварц | Магнетит | FeSi | Галенит |
|-------------------------------------|-------|-------|----------|------|---------|
| Удельный вес твердого материала | 2,60 | 2,65 | 5,18 | 6,80 | 7,60 |
| Максимальный удельный вес суспензии | 1,70 | 1,80 | 2,55 | 3,50 | 3,80 |

Вязкость суспензий зависит также от крупности частиц утяжелителя – чем мельче частицы, тем больше вязкость. Поэтому при получении тяжелых суспензий мелкие фракции утяжелителя должны отсутствовать. Для повышения стабильности суспензий в их состав вводят стабилизаторы – фосфаты натрия, бентонит и другие. Наибольшее применение в качестве утяжелителя получил ферросилиций, так как он обладает высокой твердостью и не истирается при обогащении, а также легко регенерируется с помощью электромагнитных сепараторов.

Обогащение руд в тяжелых суспензиях в значительной степени отличается от обогащения в тяжелых жидкостях. Мелкие фракции руды могут перейти в состав суспензии, в результате чего плотность суспензии может снизиться, а вязкость резко возрасти и суспензия потеряет текучесть. Поэтому перед обогащением в тяжелых суспензиях из руды необходимо удалить мелкие классы методом грохочения. Минимальный размер кусков в исходной руде составляет 3–5 мм, а максимальный – 40–50 мм. При обогащении каменного угля максимальный размер кусков может быть увеличен до 100–125 мм.

Простейший сепаратор для обогащения руд в тяжелых суспензиях представляет собой конус или призматический аппарат, внутрь которого подается тяжелая суспензия (рис. 5.9).

На поверхность суспензии непрерывно загружается дробленая руда, прошедшая предварительную классификацию на грохоте. При этом тяжелые минералы тонут и выгружаются из нижней части конуса, а

легкие всплывают на поверхность и с помощью скребковых транспортеров выгружаются через течку. Концентрат и хвосты промывают водой на сетчатых фильтрах для удаления утяжелителя. Промывные воды подают на сгущение и регенерацию утяжелителя. Если в качестве утяжелителя используется магнетит или ферросилиций, то регенерация осуществляется с помощью электромагнитной сепарации. Безвозвратные потери утяжелителя составляют 100–150 г/т.

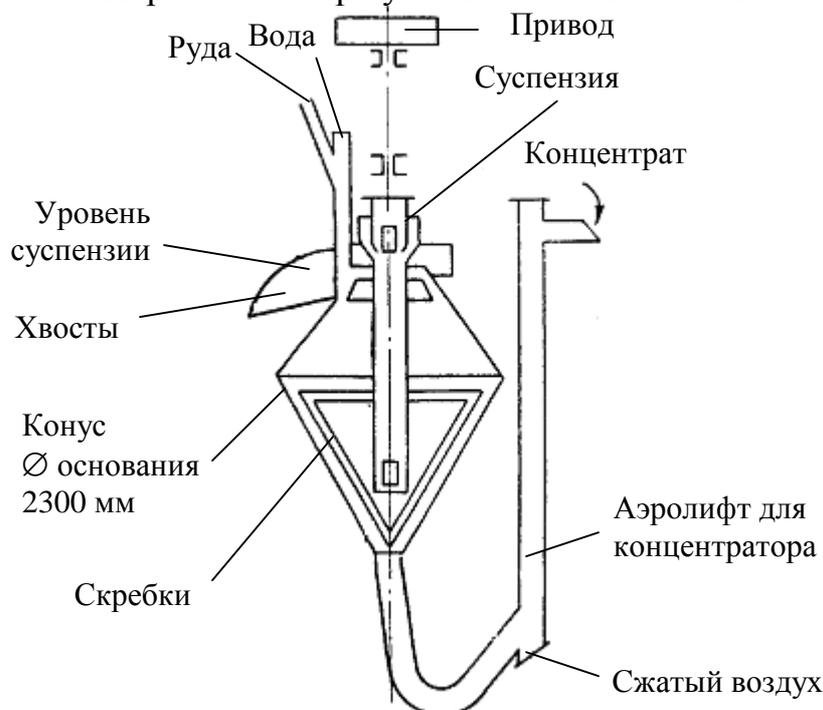


Рис. 5.9. Аппарат для обогащения в тяжелой суспензии конусного типа

Разработаны и другие конструкции сепараторов, в частности барабанный (рис. 5.10).

Барабанный сепаратор представляет собой медленно вращающийся (5–15 об/мин) наклонный (2–5°) барабан диаметром 1,2–3 м и длиной примерно в 2–2,5 раза больше диаметра со спиралью на внутренней поверхности и кольцевым черпаковым элеватором для разгрузки тяжелой фракции.

Направление
вращения

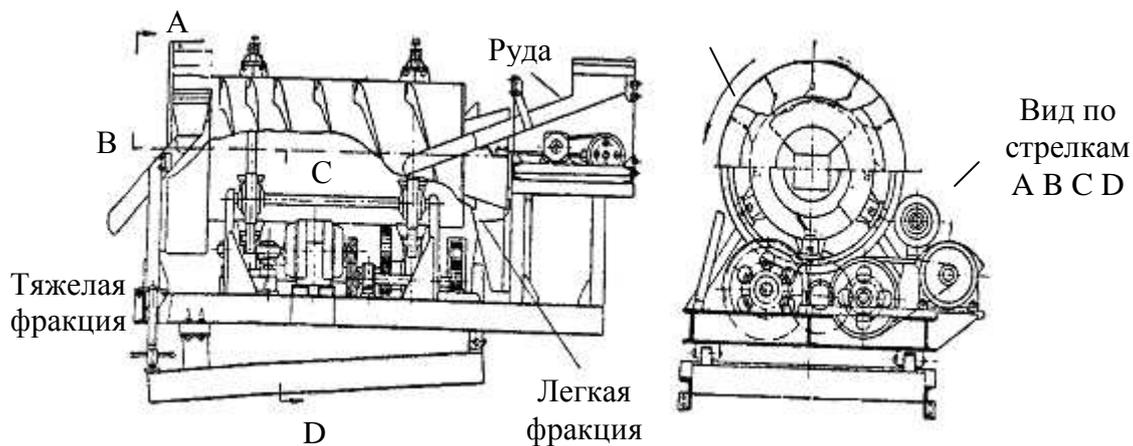


Рис. 5.10. Барабанный сепаратор с винтовым транспортером

Материал, подвергающийся обогащению, в смеси с суспензией по желобу подается в сепаратор. Часть суспензии подается также со стороны приподнятого конуса барабана. Тяжелый по плотности материал оседает в тяжелой среде, передвигается спиралью вверх по наклону и черпаковым элеватором разгружается из сепаратора. Легкая (всплывающая) фракция переливается через горловину.

5.6. Обогащение в струе воды на наклонной поверхности

В современной практике мокрое обогащение на наклонной поверхности осуществляется на шлюзах, в желобах и на концентрационных столах. Простейшими обогатительными аппаратами являются *шлюзы*, представляющие собой узкие длинные желоба (корыта) прямоугольного сечения, установленные под наклоном к горизонту от 2 до 10°. Схема шлюза показана на рис. 5.11.

3 4 2

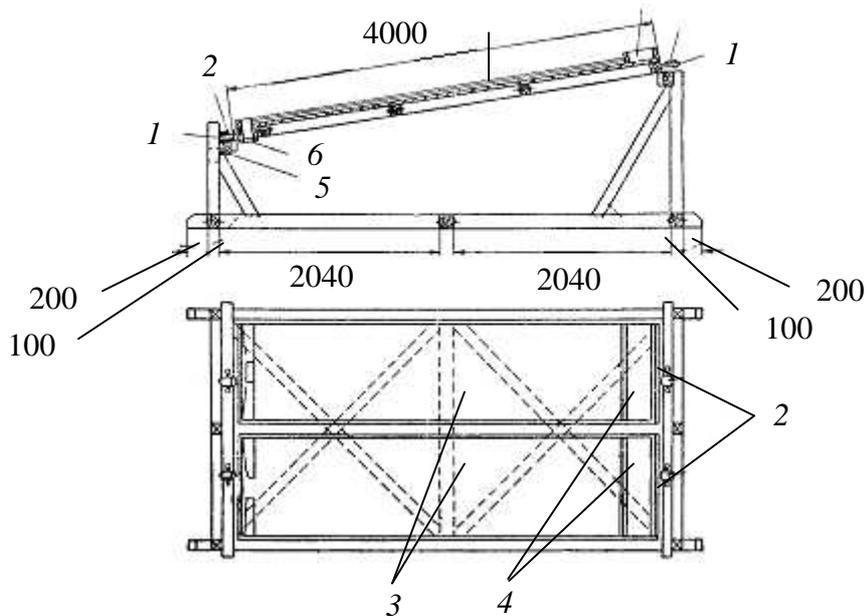


Рис. 5.11. Опрокидывающийся шлюз:
 1 – полуоси; 2 – подшипники; 3 – поверхность шлюза;
 4 – загрузочная коробка; 5 – опорный брусок;
 6 – разгрузочное отверстие

Процесс обогащения осуществляется следующим образом. Руда, состоящая из легких и тяжелых минералов, смешивается с водой в соотношении $Ж : Т = (3-1) : 1$, либо $(8-10) : 1$. Полученная суспензия (пульпа) через загрузочный ящик подается в верхнюю часть шлюза длиной 4–6 м и шириной 1 м, установленного под углом $3-10^\circ$, и стекает равномерным слоем по днищу шлюза. При этом тяжелые частицы оседают на дно и задерживаются на его поверхности, образуя концентрат, а крупные и легкие частицы смываются струей воды и выводятся из нижнего конца шлюза в виде хвостов. По мере накопления концентрата на поверхности шлюза подачу пульпы прекращают и шлюз споласкивают, т. е. снимают накопившийся концентрат.

Для задержки тяжелых зерен поверхность шлюза делают шероховатой или ячеистой, создающей большее трение. Шероховатость или наличие ячеек и нарифлений на поверхности шлюза увеличивают сопротивление течению и уменьшают скорость течения в нижних слоях, что способствует удержанию тяжелых зерен на днище шлюза. С этой целью его покрывают мягким покровом – различными тканями (парусина, вельвет, сукно, войлок) или рифленой резиной.

Чаще всего на шлюзах обогащают руды россыпных месторождений, содержащие золото, платину, олово, вольфрам и другие

тяжелые металлы или минералы в мелкодисперсном состоянии. Перед обогащением на шлюзах россыпной материал подвергается классификации в барабанных грохотах с целью отделения крупных кусков (галька, камни и т. п.). По такому принципу работают крупные обогатительные машины – драги, которые применяются для добычи золота, серебра, платины, вольфрама и других металлов из россыпных месторождений со дна рек и озер. Драга представляет собой плавучее сооружение, аналогичное землечерпалкам. Вычерпывание грунта со дна рек и озер осуществляется ковшовыми экскаваторами или землесосами. Материал, поднятый со дна, подвергается классификации в барабанных грохотах. Мелкую фракцию промывают на шлюзах. Крупный валунчатый материал с помощью транспортеров подается в отвал, а хвосты от промывки сливаются в реку за кормой драги. Второй разновидностью обогатительных аппаратов, использующих принцип обогащения в струе воды на наклонной поверхности, являются металлические *желоба* с гидравлическими ловушками, которые называются желобными мойками (рис. 5.12).

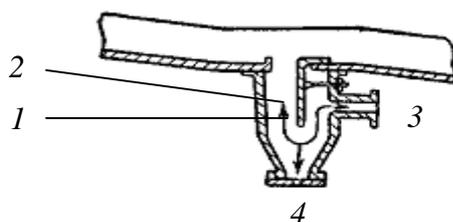


Рис. 5.12. Желобная мойка:

- 1 – камера; 2 – поперечная щель;
3 – штуцер; 4 – разгрузочное отверстие

В днище желоба имеется поперечная щель, под которой устанавливается гидравлическая ловушка, работающая как гидравлический классификатор. Суспензия угля в воде с размером зерен свыше 10 мм стекает по желобу вниз. Тяжелые фракции тонут и попадают в гидравлическую ловушку. Для увеличения эффективности обогащения в гидравлической ловушке создается восходящая струя воды путем подачи через штуцер 3. Отмытая тяжелая фракция выгружается из днища ловушки, а легкая фракция смывается струей воды и затем подается на обезвоживание. Таким образом, в отличие от шлюзов, желоба работают непрерывно, благодаря удалению тяжелой фракции через ловушки. Наибольшее применение желоба получили для обогащения каменного угля. Угол наклона желобов составляет 3–12°, длина – 3–12 м, ширина – 300–400 мм.

Концентрационные сотрясательные столы (рис. 5.13) представляют собой широкую плоскость, которая от специального привода совершает частые возвратно-поступательные движения с частотой 250–350 качаний/мин. Амплитуда качаний – 15–25 мм. Плоскость стола наклонена под небольшим углом (до 10°) перпендикулярно возвратно-поступательному движению.

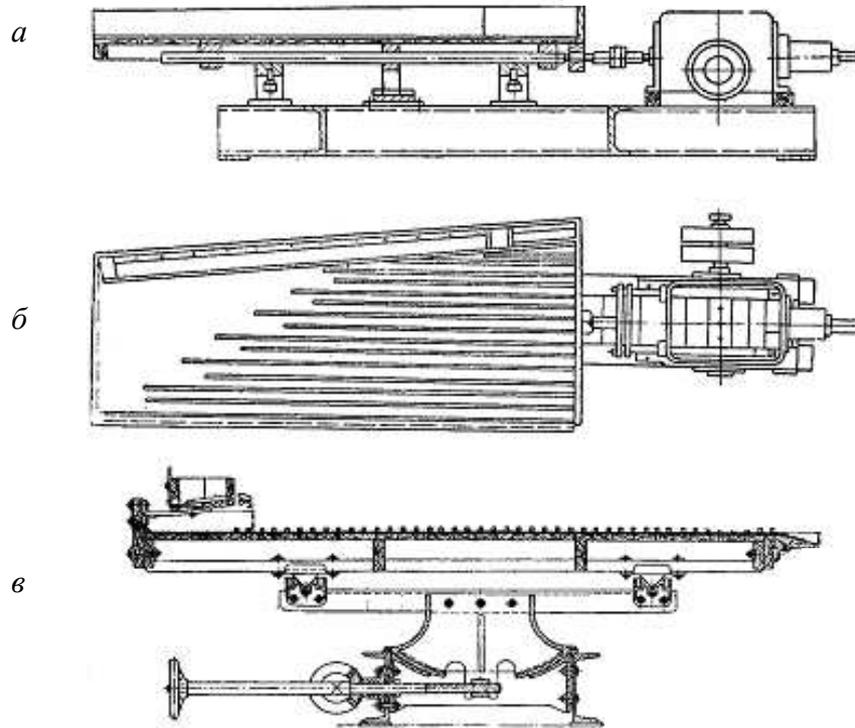


Рис. 5.13. Концентрационный сотрясательный стол:
a – продольный разрез; *б* – план; *в* – поперечный разрез

Исходный материал в виде пульпы поступает в верхний угол наклонной поверхности стола (рис. 5.14) и стекает вниз веерообразно. Частица, находящаяся на поверхности стола, испытывает действие двух сил – силы инерции от возвратно-поступательного движения, которые действуют в продольном направлении, и смывную силу струи, которая действует в поперечном направлении. Под действием силы инерции частица должна перемещаться в продольном направлении со скоростью v_1 , а под действием смывной силы струи воды – в поперечном направлении со скоростью v_2 . Поскольку эти силы действуют одновременно, то частица отклоняется от направления качательного движения стола на угол β , который зависит от соотношения скоростей v_1 и v_2 :

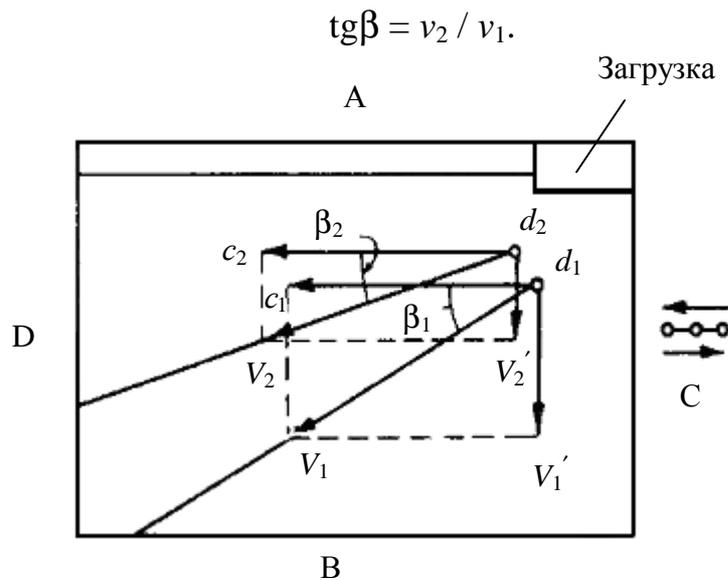


Рис. 5.14. Схема движения зерна на концентрационном сотрясательном столе

Величина угла наклона зависит от удельного веса и размеров частиц. Чем больше диаметр частицы и меньше удельный вес, тем больше угол наклона. Поэтому мелкие и тяжелые зерна образуют нижний слой и отклоняются незначительно, а крупные и легкие зерна образуют верхний слой, который смывается с большой скоростью. Благодаря этому, происходит разделение измельченной руды на отдельные фракции по крупности и плотности.

Для повышения эффективности разделения на поверхности стола устанавливают нарифления из деревянных планок, прибитых к поверхности стола перпендикулярно движению струи воды. В результате этого в нижней части нарифления образуются застойные зоны (рис. 5.15), в которых собираются тяжелые зерна, которые не смываются, а под действием силы инерции качательного механизма перемещаются вдоль нарифления к разгрузочному концу стола и выгружаются в желоб-приемник для концентрата.

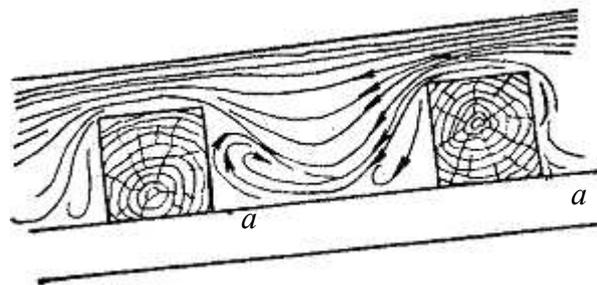


Рис. 5.15. Нарифления стола

Размеры и характеристики концентрационных столов представлены в табл. 5.4.

Таблица 5.4.

Размеры и характеристики концентрационных столов

| Размер деки, м | | Величина хода, мм | Число качаний в мин | Производительность, т/сут |
|----------------|--------|-------------------|---------------------|---------------------------|
| длина | ширина | | | |
| 1,80 | 4,5 | 12–25 | 23–240 | 15–150 |
| 1,07 | 2,1 | 12–25 | 290–350 | 5–20 |
| 0,46 | 1,0 | 6–12 | 300–375 | 0,5–2 |

Легкие зерна под действием подъемной силы струи воды перескакивают через нарифления, отклоняются на больший угол и выгружаются в разгрузочный желоб для хвостов.

ГЛАВА 6. ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Термин «флотация» («flotation») в переводе с английского языка означает «всплывание твердых частиц на поверхность жидкости». В основе флотации как метода обогащения полезных ископаемых лежит использование различий в физико-химических свойствах поверхности частиц разделяемых минералов, наиболее существенными из которых является их смачиваемость водой и способность к взаимодействию с реагентами и газами.

Процесс флотации осуществляется в перемешиваемой водной минеральной суспензии (флотационной пульпе), в которую тем или иным способом вводят пузырьки воздуха. При этом частицы минералов, плохо смачиваемые водой (гидрофобные), при соприкосновении с пузырьками воздуха прилипают к ним и всплывают на поверхность пульпы, образуя слой минерализованной пены, которая самотеком или принудительно с помощью специальных гребков выделяется в отдельный продукт (флотационный пенный продукт). Другие минералы, хорошо смачиваемые водой (гидрофильные), остаются в объеме флотационной пульпы, образуя камерный продукт.

Обычно в пенный продукт переводят полезный минерал и называют концентратом, а камерный продукт, в котором сосредотачивается пустая порода, называют хвостами (отходами).

Успех флотации зависит от того, насколько отличаются по смачиваемости минералы, подлежащие разделению. Однако большинство природных минералов хорошо смачиваются водой, поэтому без специальной обработки разделить их методом флотации практически невозможно. Для регулирования поверхностных свойств минералов их обрабатывают специальными реагентами, которые избирательно адсорбируются на поверхности отдельных минералов и делают их гидрофобными. Набор флотационных реагентов достаточно широк, что позволяет подобрать селективные реагенты для большинства природных минералов. Это делает флотационный метод обогащения универсальным, т. е. пригодным для обогащения большинства природных руд. Благодаря этим преимуществам, флотационный метод в настоящее время является ведущим методом обогащения руд.

Современный флотационный процесс возник не сразу и прошел большой и сложный путь развития.

Официальной датой возникновения флотации как метода обогащения полезных ископаемых считается 23 августа 1860 г., т. е. день выдачи патента Хайнцу в Англии на «метод концентрации металлов из руд и пород». Этот патент предусматривал выделение сульфидов от пустой породы с использованием в качестве реагента минерального масла. Этот процесс осуществлялся путем смешения измельченной руды с маслом с последующей промывкой всей смеси водой. При этом масло избирательно адсорбировалось на поверхности сульфидных минералов, образуя масляную пленку. При промывке водой омасленные минералы всплывали на поверхность, а пустая порода тонула. Этот процесс получил название масляной флотации, однако из-за большого расхода масла он не получил широкого применения.

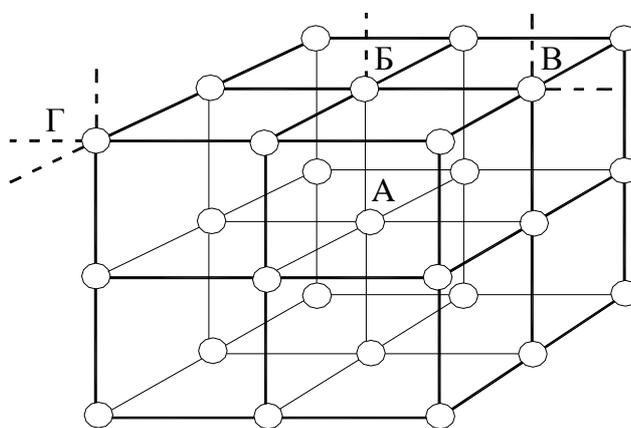
Другим направлениям развития флотационного процесса явилась серия патентов, в основе которых лежала пленочная флотация (Нибелиус, 1892; Мак-Кистен, 1904; Вуд, 1914). Сущность пленочной флотации заключалась в том, что тонко измельченная сухая руда насыпалась тонким слоем с небольшой высоты на поверхность воды. При этом несмачиваемые минералы силами поверхностного натяжения удерживаются на поверхности воды, а смачиваемые тонут на дно. Однако пленочная флотация также не получила распространения из-за низкой производительности и неустойчивости процесса.

Основную роль в развитии флотационного процесса сыграла пенная флотация, при которой во флотационную пульпу тем или иным способом вводят газовые пузырьки, которые прилипают к поверхности несмачиваемых минералов, поднимаются вверх и выносят их на поверхность суспензии. Для создания газовых пузырьков использовались различные приемы – добавка серной кислоты в суспензию, содержащую карбонаты, кипячение суспензии, вакуумирование суспензии и засасывание или нагнетание воздуха внутрь суспензии с последующим диспергированием его на мелкие пузырьки. Из всех методов наиболее экономичным оказался последний. На первом этапе в качестве флотационных реагентов использовалось минеральное масло, которое не обладало достаточной селективностью. В дальнейшем были разработаны высокоэффективные флотореагенты – собиратели, пенообразователи и регуляторы – на базе водорастворимых поверхностно-активных веществ, что позволило снизить расход флотореагентов до 50–100 г/т, повысить извлечение полезных компонентов и селективность процесса. В результате этого пенная

флотация получила широкое распространение во всем мире и стала основным методом обогащения полезных ископаемых. В настоящее время флотационными методами обогащают большинство природных руд, причем обогатительные фабрики имеют производительность, достигающую несколько миллионов тонн в год. Благодаря применению флотационных методов обогащения появилась возможность вовлечь в промышленную эксплуатацию бедные руды и получать из них высококачественные концентраты.

Разработка и внедрение современных методов флотации стала возможной только после детального изучения поверхностных явлений протекающих на границе раздела фаз твердое – жидкость, газ – жидкость, газ – твердое, газ – жидкое – твердое.

Процесс флотации природных минералов осуществляется в водной среде, поэтому первым актом флотационного процесса является взаимодействие минералов с водой, протекающее на поверхности раздела фаз. Для правильного понимания взаимодействия воды с минералами необходимо знать те основные свойства воды и минералов, от которых зависит это взаимодействие. С этой целью рассмотрим кристаллическую решетку минерала, состоящую из двух атомов, например хлористого натрия. Эта решетка имеет кубическую структуру с ионной связью (рис. 6.1). Рассмотрение этой решетки показывает, что энергетическое состояние ионов, входящих в ее состав, неодинаково и зависит от их расположения в объеме или на поверхности решетки.



————— Насыщенные связи атома
 - - - - - Ненасыщенные связи

Рис. 6.1. Степень насыщенности связей атомов кристаллической решетки минерала в зависимости от их положения:

А – атом внутри решетки, все связи которого насыщены; Б – атом на поверхности, отличающийся некоторой ненасыщенностью и способностью к адсорбции; В – атом, расположенный на ребре кристалла, обладающий повышенной адсорбционной способностью; Г – атом в углу, обладающий наибольшим числом ненасыщенных (свободных) связей, и поэтому наиболее активный в адсорбционном отношении

Ионы, находящиеся внутри кристаллической решетки, взаимодействуют с шестью противоположно заряженными ионами, окружающими его со всех сторон, в связи с чем заряд этого иона полностью скомпенсирован, а все связи насыщены. Ион, находящийся на грани кристалла, взаимодействует с пятью противоположно заряженными ионами и имеет одну ненасыщенную связь. У иона, расположенного на ребре кристалла, уже две ненасыщенные связи, а у иона, находящегося в вершине куба, – три. Таким образом, ионы, расположенные в объеме решетки, всю свою энергию расходуют на взаимодействие с соседними противоположно заряженными ионами. В то же время энергия взаимодействия ионов, расположенных на поверхности кристалла, проявляется лишь по отношению к нижележащим слоям ионов и соседним ионам данного поверхностного слоя. По этой причине часть энергии, которой обладают ионы поверхностного слоя, является нескомпенсированной и остается свободной. Эту энергию называют свободной поверхностной энергией или просто поверхностной энергией. Величину этой энергии обычно относят к единице площади поверхностного слоя и называют удельной поверхностной энергией.

Таким образом, удельная поверхностная энергия представляет собой избыток энергии, приходящейся на 1 см^2 поверхности раздела фаз и возникающей вследствие нескомпенсированности сил в межфазном поверхностном слое. Величина свободной поверхностной энергии зависит от состава минералов и характера связей в кристаллической решетке. Атомы, ионы и молекулы, образующие кристаллическую решетку минерала, связаны друг с другом различными видами связей – ионной, ковалентной (атомной) и молекулярной.

Ионная связь характеризуется электростатическим взаимодействием между узлами кристаллической решетки, занятыми ионами противоположного знака, образованными в результате полного перехода электронов от атомов одного элемента к атому другого (например, от атома натрия к атому хлора).

Ковалентная (атомная) связь образуется при переходе электронов в совместное владение обоими атомами, причем в чисто ковалентной связи электронная пара располагается между атомами строго посередине. Однако во многих случаях электронная пара смещается к одному из атомов. Такая связь называется полярной. Эти виды связей отличаются большой прочностью, что обуславливает большую величину свободной поверхностной энергии минерала. В противоположность этому молекулярные связи в кристаллической решетке обуславливаются только силами Ван-дер-Ваальса, поэтому они слабее ионных и ковалентных в десятки раз. Примерами таких минералов является графит и сера. В графите атомы углерода располагаются слоями, образующими гексагональную сетку. В плоскости этих слоев имеются сильные атомные связи, однако связь между слоями осуществляется слабыми молекулярными связями, что обуславливает легкую расслаиваемость графита по плоскостям, проходящим между слоями. В этом случае поверхность раскола обладает малой величиной поверхностной энергии. Аналогичную структуру имеет и кристаллическая сера (рис. 6.2).

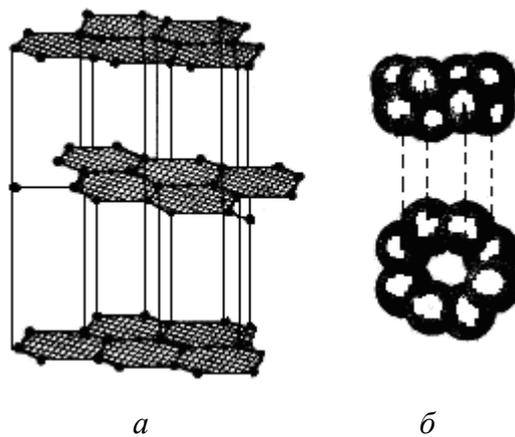


Рис. 6.2. Кристаллическая решетка графита (а) и кольца атомов серы (б)

Перед обогащением природные руды подвергаются дроблению и измельчению. При разрушении кристаллов образуется поверхность раскола с ненасыщенными связями, которые характерны для решетки данного минерала. В случае ионных и полярных ковалентных связей на поверхности минерала создается сильное электрическое поле и они обладают большой поверхностной энергией, в то время как при наличии молекулярных связей электрическое поле на поверхности минерала значительно слабее и поверхностная энергия также

уменьшается. Таким образом, любое твердое тело обладает определенной величиной свободной поверхностной энергии.

Аналогичные явления протекают и в жидкостях, в частности в воде. Важнейшей особенностью жидкостей по сравнению с газами является наличие в них сильного межмолекулярного взаимодействия. Это взаимодействие наиболее сильно проявляется у ассоциированных жидкостей, молекулы которых обладают значительным дипольным моментом. В молекуле воды два атома водорода по отношению к атому кислорода расположены под углом 106° , в результате чего наблюдается резкая асимметрия в расположении положительных и отрицательных зарядов и молекула воды характеризуется высоким значением дипольного момента, равного 1,84 дебая. В результате этого молекулы воды притягиваются друг к другу, образуя ассоциаты. Межмолекулярное взаимодействие в воде усиливается также водородной связью, которая составляет около 20 кДж/моль.

Молекула воды, находящаяся в объеме жидкости, окружена со всех сторон аналогичными ей молекулами и взаимодействует с ними с постоянной энергией. Силы межмолекулярного взаимодействия во всех направлениях одинаковы и равнодействующая этих сил равна 0. В то же время молекула воды, находящаяся на поверхности жидкости, с одной стороны окружена молекулами воздуха (азот и кислород), а с другой – молекулами воды, поэтому равнодействующая этих сил на поверхностную молекулу со стороны воздуха составляет R , а со стороны воды – R_2 , причем $R_2 > R$. Поэтому молекулы воды, находящиеся на поверхности, обладают свободной поверхностной энергией, под действием которой они втягиваются в объем жидкости. Для жидкостей величину свободной поверхностной энергии называют поверхностным натяжением и обозначают $\sigma_{ж-г}$, выражают в эргах в квадрате на сантиметр квадратный. Величина поверхностного натяжения зависит от свойств жидкости, в частности от ее полярности. Мерой полярности жидкости служат такие ее свойства, как диэлектрическая постоянная, дипольный момент молекул и др. Чем больше полярность жидкости, тем больше поверхностное натяжение.

Всякая поверхность двух фаз стремится к самопроизвольному сокращению и внешне это проявляется так, как будто на поверхности раздела фаз существует поверхностная пленка, стремящаяся сократиться. Поэтому под действием сил поверхностного натяжения капля воды приобретает форму шара. Таким образом, как твердые тела, так и жидкости обладают свободной поверхностной энергией, поэтому

при контакте друг с другом между ними происходит взаимодействие. Наиболее наглядным проявлением этого взаимодействия является смачиваемость поверхности минералов водой, которая является результатом адсорбции молекул воды на поверхности раздела фаз.

Энергия взаимодействия молекул воды с поверхностью твердого минерала зависит от величины свободной поверхностной энергии минерала и от энергии взаимодействия молекул воды между собой. Взаимное притяжение молекул воды между собой называется *когезией*. Величина энергии взаимодействия молекул воды друг с другом выражается работой когезии, т. е. работой, которую нужно затратить для разрыва столба жидкости сечением 1 см^2 на два столба того же сечения. Взаимное притяжение молекул воды с молекулами твердой фазы, находящимися на поверхности минерала, называется *адгезией* и выражается работой адгезии, т. е. работой, которую нужно затратить для разделения этих фаз. Работа когезии и адгезии относится к единице площади, т. е. к 1 см^2 , и выражается в эрг/см². Работа адгезии равна сумме поверхностных энергий обеих фаз минус межфазная поверхностная энергия на поверхности их раздела. Отсюда следует, что работа адгезии воды на поверхности минерала выражается следующим образом:

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

где $\sigma_{\text{ж-г}}$, $\sigma_{\text{т-г}}$, $\sigma_{\text{ж-т}}$ – соответственно поверхностные энергии на границах раздела жидкость – газ, твердое – газ и жидкость – твердое.

Таким образом, работа адгезии воды на поверхности минералов будет тем больше, чем больше величина поверхностной энергии минерала, т. е. $\sigma_{\text{т-г}}$.

При нанесении капли воды на поверхность твердого минерала происходит абсорбция молекул воды с образованием гидратной оболочки. В результате этого капля растекается на поверхности минерала. Необходимым условием растекания воды является превышение работы адгезии между водой и минералом над работой когезии для воды. Если же работа когезии больше работы адгезии, то капля воды растекаться не будет. Степень растекания капли воды на поверхности минералов характеризует смачиваемость минералов водой. При смачивании капля жидкости полностью или частично растекается по твердой поверхности в зависимости от величины свободной поверхностной энергии. Для минералов, обладающих большой поверхностной энергией, наблюдается полное растекание капли воды, и эти минералы полностью смачиваются водой. На

минералах с малой поверхностной энергией капля воды растекается частично или не растекается вообще, поэтому такие минералы смачиваются водой частично или не смачиваются вообще.

Рассмотрим процесс взаимодействия капли воды и пузырьков воздуха с поверхностью минералов, обладающих различной поверхностной энергией. С этой целью из различных минералов изготавливаются отшлифованные пластинки, которые помещаются на поверхность воды. Сверху на поверхность минерала помещается капля воды, а снизу подводится пузырек воздуха. Характер взаимодействия капли воды и пузырьков воздуха с поверхностью различных минералов изображен на рис. 6.3.

На минералах, обладающих большой поверхностной энергией, капля воды растекается полностью или частично, и такие минералы смачиваются водой, т. е. являются гидрофильными. В то же время на минералах с малой поверхностной энергией капля воды растекается в меньшей степени или практически не растекается. Такие минералы не смачиваются водой, т. е. являются гидрофобными. Обратная картина наблюдается для пузырьков воздуха.

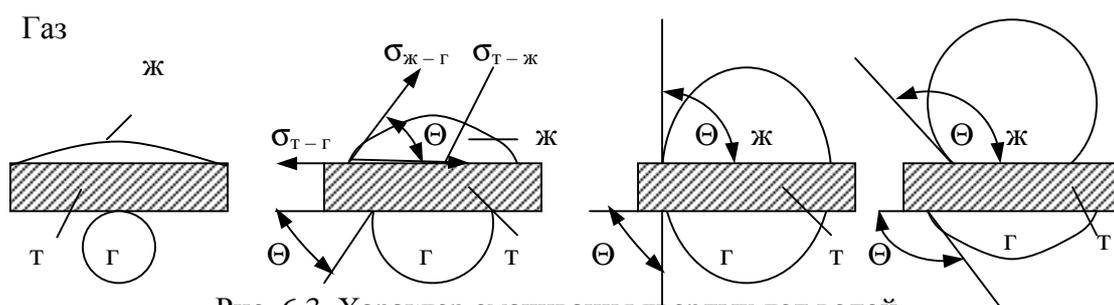


Рис. 6.3. Характер смачивания твердых тел водой

Степень смачивания поверхности минерала водой количественно выражается величиной краевого угла смачивания Θ , который отсчитывается по положению касательной, проведенной к поверхности раздела фаз в сторону жидкой фазы. Теоретически величина краевого угла смачивания может изменяться в широких пределах – от нулевого значения, что соответствует полному смачиванию минерала водой, до 180° , когда капля воды совершенно не растекается по минералу при его полном несмачивании, что соответствует полной гидрофобности.

Величина краевого угла смачивания определяется по уравнению Давидова – Неймана:

$$\sigma_{ж-г} \cos\Theta = \sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж},$$

где $\sigma_{ж-г}$, $\sigma_{т-г}$, $\sigma_{т-ж}$ – поверхностные энергии на границах раздела фаз.

Рассмотрим силы, действующие на частицу минерала, помещенную на поверхность жидкости, для смачиваемого и несмачиваемого минерала (рис. 6.4).

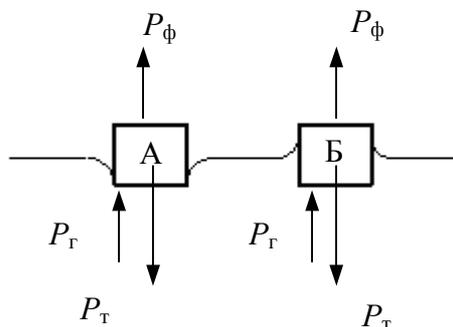


Рис. 6.4. Силы, действующие на частицу:
 А – несмачиваемая частица;
 Б – смачиваемая частица

На такую частицу действуют три силы: сила тяжести P_t , сила гидростатического давления на нижнюю грань P_g и флотационная сила P_f , представляющая собой проекцию сил поверхностного натяжения $\sigma_{ж-г}$, приложенных к частице по периметру смачивания. Сила тяжести пропорциональна объему частицы или диаметру в третьей степени, а флотационная сила пропорциональна периметру смачивания или диаметру в первой степени. Поэтому при уменьшении диаметра частицы флотационная сила будет уменьшаться медленнее, чем сила тяжести. Например, при уменьшении диаметра частицы в 10 раз флотационная сила уменьшается в 10 раз, а сила тяжести – в 1000 раз. Поэтому всегда можно выбрать частицу столь малых размеров, для которой флотационная сила будет больше силы тяжести. Положение частицы на поверхности жидкости будет зависеть от соотношения всех трех сил и от направления их действия. Поскольку силы поверхностного натяжения стремятся выровнять поверхность жидкости, то для несмачиваемых минералов флотационная сила будет направлена вверх, а для смачиваемых – вниз. Для несмачиваемой частицы сила тяжести направлена вниз, а флотационная сила и сила гидростатического давления – вверх. Если сумма $P_f + P_g > P_t$, то частица будет всплывать, если $P_f + P_g < P_t$, то частица будет тонуть. Для смачиваемой частицы сила тяжести и флотационная сила направлены вниз, а сила гидростатического давления – вверх. В этом случае $P_t + P_f > P_g$, поэтому такая частица будет тонуть.

Таким образом, несмачиваемые минералы при определенном размере частиц будут всплывать на поверхность, т. е. флотироваться, а смачиваемые – погружаться на дно.

Однако взаимодействие минералов с водой не ограничивается смачиванием их поверхности. Первой стадией взаимодействия воды с поверхностью минерала является адсорбция молекул воды с образованием гидратной оболочки. Как и всякий адсорбционный процесс, образование гидратной оболочки сопровождается выделением тепла. Энергия гидратации зависит от состава минерала и строения кристаллической решетки и может достигать значительных величин. При больших величинах энергии гидратации может происходить разрушение кристаллической решетки и растворение минералов с образованием разобщенных гидратированных ионов. Растворение минералов в воде происходит в том случае, если энергия гидратации превышает энергию кристаллической решетки.

Энергия взаимодействия воды с различными ионами минерала неодинакова. Поэтому ионы одного знака переходят в раствор в большем количестве, чем ионы другого знака, и электронейтральность поверхности нарушается. Поверхность минерала приобретает заряд, противоположный по знаку тем ионам, которые переходят в раствор. Поэтому взаимодействие воды с минералами может изменить не только состав, но и электрическое состояние поверхности. Наиболее важным результатом этого взаимодействия является образование на границе раздела фаз двойного электрического слоя. Схематическая картина двойного электрического слоя представлена на рис. 6.5.

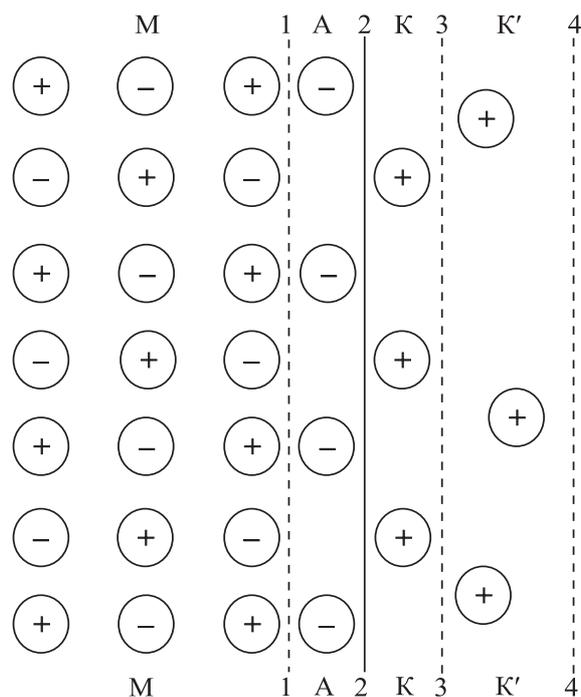


Рис. 6.5. Структура двойного электрического слоя:
 М – минерал; А – внутренняя обкладка
 двойного электрического слоя;
 К + К' – внешняя обкладка;
 К – упорядоченный слой (слой Штерна);
 К' – диффузный слой (слой Гюи)

Допустим, что в раствор с внешнего слоя А кристаллической решетки минерала М, расположенного между линиями 1 – 1 и 2 – 2 переходят преимущественно катионы. Тогда поверхность минерала приобретет отрицательный заряд. После того, как установится равновесие между раствором и твердой фазой, справа за линией 1 – 1, которая представляет границу неизменного и измененного слоев решетки минерала, будут находиться в основном анионы минерала, а сам этот слой будет заряжен отрицательно. Эта часть двойного слоя называется его внутренней обкладкой и обозначена буквой А, так как этот слой состоит в основном из анионов.

Ионы внутренней обкладки двойного слоя А прочно связаны с кристаллической решеткой минерала. Они расположены упорядоченно и при перемещении минерала в растворе движутся вместе с ним. Линия 2 – 2 является физической границей минерала и водного раствора. Непосредственно за этой границей расположен следующий, также упорядоченный, слой ионов, заряженных положительно, т. е. катионов (слой К или слой Штерна). Эти ионы вместе с окружающими их молекулами воды представляют часть

внешней обкладки двойного электрического слоя. Число катионов в этой части внешней обкладки двойного слоя представляет только часть всех катионов, перешедших в раствор из кристаллической решетки. Остальные катионы располагаются за линией 3 – 3, и их расположение не носит упорядоченного характера. Они образуют так называемый диффузный слой K' (слой Гюи) с постепенно убывающей концентрацией катионов по мере удаления от линии 3 – 3. Вместе со слоем K он образует внешнюю обкладку двойного слоя.

Линия 4 – 4 является границей между диффузным слоем и водой, практически не содержащей катионов. Ионы, расположенные между линиями 2 – 2 и 4 – 4, имеют знак заряда, противоположный ионам внутренней обкладки двойного слоя, и называются противоионами. Таким образом, противоионы располагаются в двух слоях – в слое K и в слое K' . В слое K противоионы расположены упорядоченно и прочно связаны с анионами внутренней обкладки минерала. В диффузном слое K' катионы слабо связаны с анионами внутренней обкладки и расположены неупорядоченно. Поэтому при движении частиц минерала в растворе противоионы слоя K будут перемещаться вместе с частицами, а противоионы слоя K' будут отставать от них. По этой причине общая электронейтральность системы будет нарушаться, и между частицей минерала, окруженной слоями A и K , и остальной частью раствора возникает разность потенциалов. Это происходит лишь при относительном перемещении минерала со слоями A и K в среде жидкости, и поэтому ее принято называть электрокинетическим потенциалом, или дзета-потенциалом (ξ -потенциалом). В соответствии с этим противоионы слоя K называют связанными, а противоионы слоя K' – свободными. Поверхность 3 – 3 называют поверхностью скольжения, так как она является с одной стороны, границей минерала и перемещающихся вместе с ним ионов и с другой стороны – остальных ионов, отстающих от них при движении минерала.

Суммарный заряд всех противоионов, расположенных в слоях K и K' , равен заряду противоположно заряженных ионов внутренней обкладки двойного слоя. Ввиду этого величина дзета-потенциала характеризуется как разность потенциалов между ионами диффузного слоя и всеми ионами, расположенными слева от линии скольжения 3 – 3, с учетом их знаков.

Кроме понятия о дзета-потенциале существует представление и о термодинамическом (или полном) потенциале E , который

характеризуется как разность потенциалов между ионами внешней обкладки и ионами внутренней обкладки (слева от линии 2 – 2). Отсюда следует, что термодинамический потенциал всегда больше электрокинетического. Существенным различием между ними является то, что они возникают в различных местах системы. Термодинамический потенциал возникает на границе раздела фаз твердое – жидкость, а электрокинетический – на поверхности скольжения (линия 3 – 3).

Таким образом, характер взаимодействия воды с минералами весьма разнообразен и зависит от состава, свойств и строения кристаллической решетки. Определяющее влияние на характер взаимодействия воды с поверхностью минералов оказывает величина свободной поверхностной энергии. Наименьшее взаимодействие наблюдается с минералами, нерастворимыми в воде и обладающими малой поверхностной энергией. Такие минералы не смачиваются водой и обладают природной флотированностью (графит, сера). С увеличением поверхностной энергии силы сцепления молекул воды с поверхностью минерала возрастают, в результате чего капля воды частично или полностью растекается по поверхности. Такие минералы смачиваются водой, т. е. не обладают природной флотированностью. Если энергия гидратации превышает энергию кристаллической решетки минерала, то такие минералы полностью или частично растворяются в воде, и на их поверхности создается двойной электрический слой, в результате чего поверхность раздела приобретает тот или иной заряд. Поверхности частиц, имеющие большой заряд, притягивают диполи воды и ориентируют их в пограничном слое. В результате этого вода на границе с такой поверхностью образует прочный гидратный слой и полностью смачивает минерал, т. е. такие минералы также не обладают природной флотированностью.

Таким образом, подавляющее большинство природных минералов смачиваются водой и без специальной подготовки не могут быть разделены методом флотации. Подготовка природных минералов к флотационному обогащению кроме операций дробления, измельчения и приготовления водных суспензий включает стадию обработки суспензий специальными реагентами, которые избирательно адсорбируются на поверхности раздела фаз и изменяют поверхностные свойства минералов и воды. Реагенты, применяемые при флотации, называются флотационными реагентами. Они обеспечивают высокую избирательность и эффективность процесса флотации и делают

флотационный метод обогащения универсальным. Без применения флотационных реагентов флотация практически невозможна.

6.1. Флотационные реагенты

Состав флотационных реагентов весьма разнообразен. В их число входят органические и неорганические соединения, кислоты, щелочи, соли различного состава, вещества, хорошо растворимые и практически нерастворимые в воде. В зависимости от назначения флотационные реагенты подразделяются на три группы: собиратели, или коллекторы, пенообразователи, регуляторы.

Собиратели, или коллекторы. К собирателям относятся органические соединения, которые избирательно абсорбируются на поверхности минералов и делают ее гидрофобной. Тем самым создаются условия для прилипания гидрофобизированных минералов к воздушным пузырькам, которые выносят их на поверхность флотационной пульпы. Таким образом, собиратели создают необходимые условия для обогащения руды, т. е. для выделения из всей массы руды полезных минералов.

Пенообразователи. В качестве пенообразователей используются поверхностно-активные вещества, которые адсорбируются на поверхности раздела вода – воздух и способствуют сохранению воздушных пузырьков в дисперсном состоянии, препятствуя их коалесценции, т. е. слиянию пузырьков друг с другом. Пенообразователи увеличивают устойчивость флотационной пены за счет увеличения стабильности минерализованного пузырька, всплывающего на поверхность флотационной пульпы.

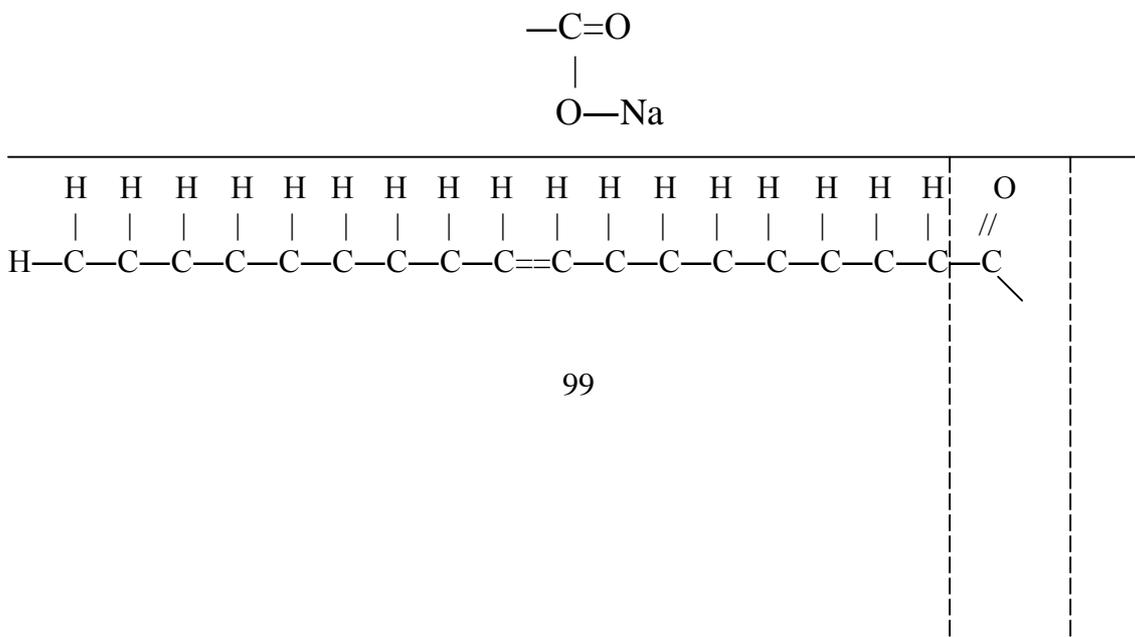
Регуляторы. Основным назначением реагентов этого класса является регулирование действия собирателей на частицы минералов с целью повышения избирательности флотационного процесса. В присутствии регуляторов собиратель гидрофобизирует лишь те минералы, которые должны переходить в пену. По принципу действия на минералы регуляторы подразделяются на два класса: активаторы и депрессоры (или подавители). К активаторам относятся такие вещества, которые взаимодействуют с поверхностью определенного минерала и способствуют более прочному закреплению собирателей, т. е. активируют действие собирателей и тем самым улучшают результаты флотации. Депрессоры, наоборот, ухудшают закрепление собирателей на поверхности минералов и снижают флотируемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно. В

качестве активаторов и депрессоров чаще всего применяют неорганические вещества – кислоты, щелочи и соли, однако в ряде случаев в качестве депрессоров применяют и органические соединения. К регуляторам относятся также реагенты, называемые регуляторами среды. Они создают благоприятную среду для флотации одних минералов и неблагоприятную для флотации других. Действие этих реагентов выражается в обеспечении необходимого для флотации ионного состава пульпы, в изменении концентрации водородных ионов или растворимых солей, в сохранении дисперсности частиц шламов для улучшения условий флотации и в создании оптимальных условий для действия собирателей, активаторов и депрессоров.

Рассмотрим более подробно виды флотационных реагентов, их состав, свойства, механизм взаимодействия с компонентами флотационной пульпы и принципы их подбора.

6.1.1. Реагенты-собиратели. В качестве собирателей используются аполярные жидкости и гетерополярные поверхностно-активные органические вещества, имеющие полярно-аполярную структуру. Аполярная часть молекулы представляет собой углеводородный радикал, слабо взаимодействующий с диполями воды и характеризующийся ясно выраженной гидрофобностью, связанной с наличием у углеводородных радикалов весьма слабых боковых сил Ван-дер-Ваальса при высоком значении сил связи внутри самих углеводородных цепей (связь между атомами углерода С–С). Полярная часть молекулы в противоположность аполярной отличается способностью взаимодействия с водой и характеризуется ясной гидрофильностью. Примером собирателя, имеющего гетерополярную структуру, является олеат натрия $C_{17}H_{33}COONa$. Структура этой молекулы представлена на рис. 6.б.

Углеводородный радикал соединения $C_{17}H_{33}$ составляет аполярную часть молекулы и отличается весьма слабым взаимодействием с водой. Полярная часть молекулы представлена группой атомов



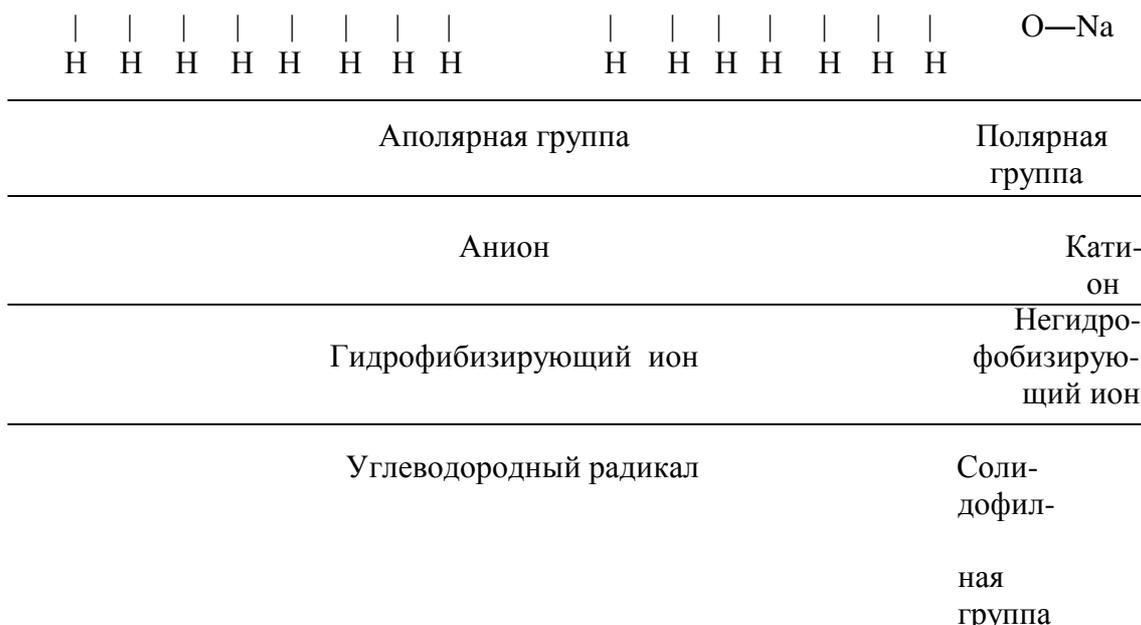
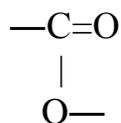


Рис. 6.6. Структура молекулы олеата натрия $C_{17}H_{33}COONa$

Ее строение и состав (наличие кислорода и натрия) определяют повышенную активность по отношению к диполям воды и поверхностям минерала. Олеат натрия растворим в воде. В водных растворах молекула олеата натрия диссоциирует на анион $C_{17}H_{33}COO^-$ и катион Na^+ . В водной суспензии, содержащей твердые частицы, анион адсорбируется на поверхности минерала полярной головкой, а углеводородный радикал ориентируется в сторону водной фазы, обволакивая поверхность минерала гидрофобной пленкой. Таким образом, достигается гидрофобизация минерала. Поэтому в данном случае анион является гидрофобизирующим ионом, а катион – негидрофобизирующим ионом. В состав гидрофобизирующего иона кроме углеводородного радикала входит группа атомов



осуществляющая связь углеводородного радикала с поверхностью минерала. Эта группа называется солидофильной. В других собирателях углеводородный радикал входит в состав катиона, поэтому гидрофобизирующим ионом в таких собирателях является катион. В связи с этим принято разделять собиратели на анионоактивные и катионоактивные. Кроме того, в некоторых случаях в качестве

собираетелей применяют аполярные углеводородные жидкости, не диссоциирующие на ионы.

Классификация реагентов-собираетелей представлена на рис. 6.7.

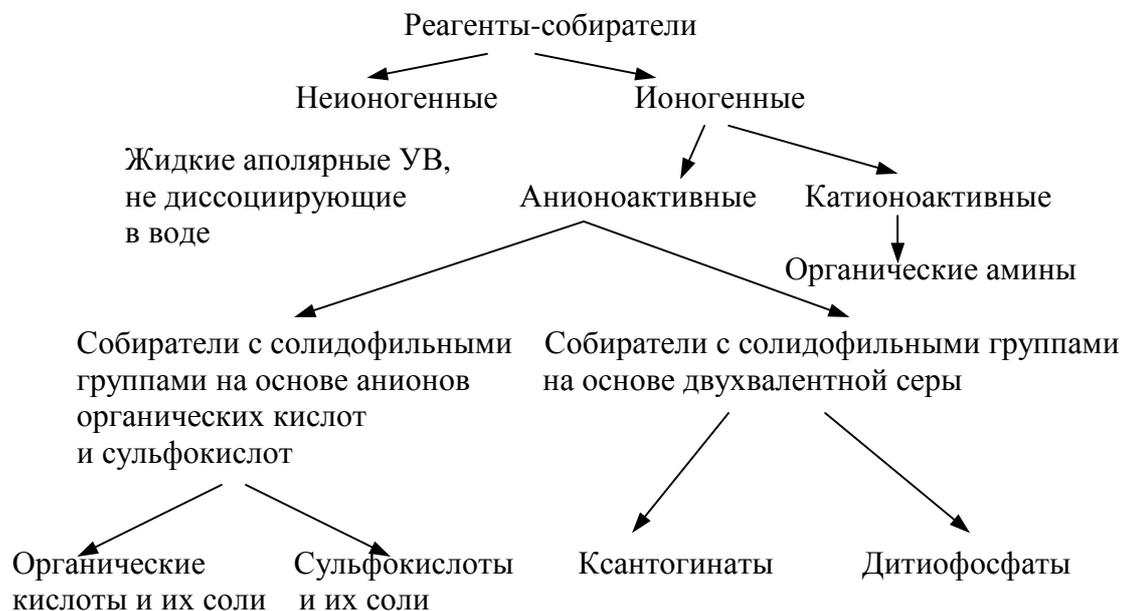
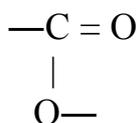


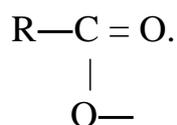
Рис. 6.7. Классификация реагентов-собираетелей

Из всех типов собираетелей наибольшее применение в промышленности получили анионоактивные собираетели, которые в зависимости от состава и структуры солидофильной группы подразделяются на два вида: собираетели на основе органических кислот и сульфокислот и сульфгидридные собираетели.

Анионные собираетели на основе органических кислот, органических сульфокислот и их солей. Наиболее часто из этих собираетелей применяют органические кислоты RCOOH или мыла, т. е. соли щелочных металлов органических кислот RCOONa. Солидофильная группа в таких собираетелях представлена карбоксиллом



свободная углеродная связь которого соединена с углеводородным радикалом. Гидрофобизирующим ионом в таких собираетелях является анион



Эффект гидрофобизации поверхности минералов при использовании карбоксильных собирателей зависит от прочности закрепления собирателя на поверхности минерала и длины углеводородного радикала. Карбоновые кислоты образуют труднорастворимые соли с металлами щелочноземельной группы – кальцием, магнием, стронцием и барием, поэтому они являются весьма эффективными собирателями для большинства несulfидных минералов, имеющих в кристаллической решетке катионы указанных металлов.

Расход собирателя и эффективность процесса флотации определяется главным образом длиной углеводородного радикала, что подтверждается практическими данными по флотации галенита различными органическими кислотами (рис. 6.8).

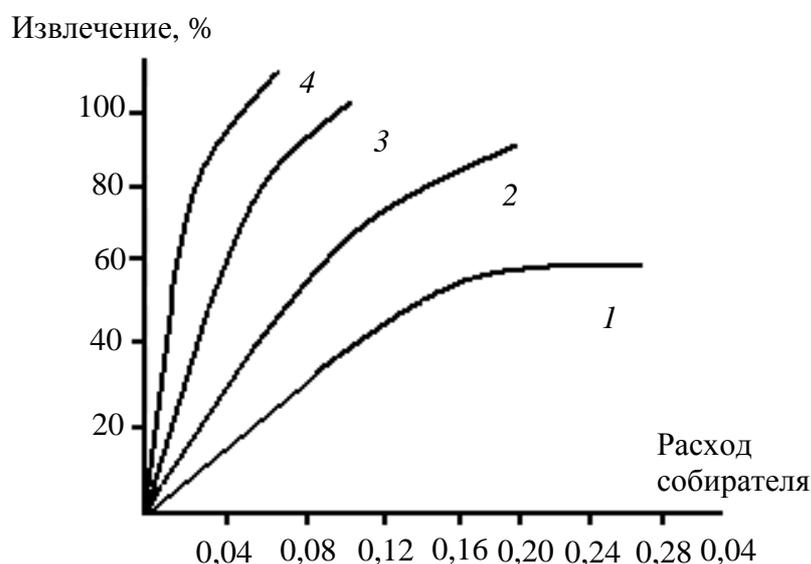


Рис. 6.8. Зависимость степени извлечения галенита от расхода собирателя:

1 – гептиловая кислота $C_6H_{13}COOH$; 2 – нониловая кислота $C_8H_{17}COOH$; 3 – ундециловая кислота $C_{10}H_{21}COOH$; 4 – тридециловая кислота $C_{12}H_{25}COOH$

Эти данные показывают, что низкомолекулярные карбоновые кислоты не могут использоваться в качестве собирателей из-за их высокого расхода. Число атомов углерода в аполярной группе карбоксильных кислот должно быть не меньше 8, а лучше, если оно будет больше 12. Однако с увеличением длины углеводородного радикала в органических кислотах резко снижается их растворимость в воде. Например, при увеличении длины радикала на одну группу CH_2 растворимость кислоты снижается в 2,4 раза. Поэтому насыщенные

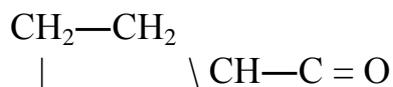
карбоновые кислоты и мыла с 18–20 атомами углерода в аполярной группе не растворяются в воде и не могут быть использованы в качестве собирателей. В то же время ненасыщенные органические кислоты имеют значительно большую растворимость в воде и с увеличением степени ненасыщенности, т. е. с увеличением числа двойных связей в углеводородном радикале, собирательная способность карбоновых кислот возрастает. Поэтому в качестве собирателей чаще всего используют ненасыщенные органические кислоты, в частности олеиновую кислоту $C_{17}H_{33}COOH$ или олеат натрия $C_{17}H_{33}COONa$.

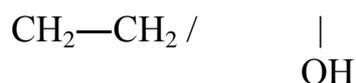
Олеиновая кислота является основным компонентом жира, в состав которого входят также насыщенные кислоты – пальмитиновая $C_{15}H_{31}COOH$, стеариновая $C_{17}H_{35}COOH$. Она является побочным продуктом на стеариновых заводах и используется главным образом для варки мыла. Олеиновая кислота представляет собой бесцветную маслообразную жидкость, не имеющую запаха, с плотностью $0,9 \text{ г/см}^3$ и температурой плавления 14°C . Она как флотореагент весьма чувствительна к пониженным температурам. Ее эффективность как собирателя резко снижается при температуре ниже 14°C . Из-за низкой растворимости в воде ее целесообразно подавать во флотационную пульпу в смеси с аполярными соединениями, например с керосином. Это позволяет лучше диспергировать кислоту в пульпе, снизить ее расход и повысить эффективность действия.

В отличие от олеиновой кислоты ее соли, в частности олеат натрия, хорошо растворяются в воде. Олеат натрия является основным компонентом мыла. Поэтому в качестве собирателя чаще всего используют олеат натрия.

Олеиновую кислоту и олеат натрия используют в качестве собирателя при флотации несulfидных руд, содержащих вольфрам, молибден, бериллий, литий, а также апатитов, фосфоритов, железных руд, барита и др.

Однако олеиновая кислота имеет высокую стоимость, поэтому ее стремятся заменить более дешевыми и доступными реагентами, содержащими в своем составе карбоновые кислоты. К числу этих реагентов относятся нефтеные кислоты. Они отличаются от карбоновых кислот структурой углеводородного радикала, который имеет циклическое строение. Примером нефтеных кислот является циклопентанкарбоновая кислота:





Нафтеновые кислоты содержатся в нефти. Они ухудшают качество нефтепродуктов (бензина, керосина, солярового масла), поэтому их выделяют из нефтепродуктов путем обработки растворами щелочи. При этом нафтеновые кислоты нейтрализуются и образуют растворимое в воде нафтенное мыло, которое называется мылонафтом. После обработки нефтепродуктов щелочью смесь разделяется на два слоя: нижний слой представляет собой водный раствор мылонафта, а верхний – очищенный бензин, керосин и др. Мылонафт представляет собой смесь натриевых солей нафтенных кислот различного состава. Нафтенные кислоты используются для флотации несulfидных минералов, однако их расход превышает расход олеиновой кислоты, что компенсируется их дешевизной.

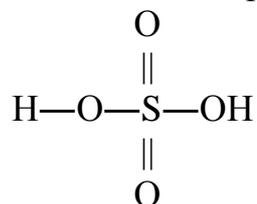
Наряду с нафтенными кислотами в качестве собирателей применяют также талловое (сульфатное) масло, являющееся отходом производства целлюлозы. Талловое масло состоит из высших жирных и смоляных кислот, содержание которых составляет около 60%. Жирные кислоты представлены главным образом ненасыщенными соединениями – олеиновой $\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{COOH}$, линолевой $\text{C}_{17}\text{H}_{31}\text{COOH}$ и линоленовой $\text{C}_{17}\text{H}_{29}\text{COOH}$ кислотами, содержащими одну, две, три двойных связи. Кроме того, в состав талового масла входят и насыщенные кислоты – пальмитиновая и стеариновая.

Из 2 т древесины при варке целлюлозы в щелочной среде образуется 1 т целлюлозы и 35–47 кг таллового масла. Талловое масло, или талловое мыло, широко используется в качестве собирателя при флотации флюорита, апатитов, фосфоритов, барита, железных руд.

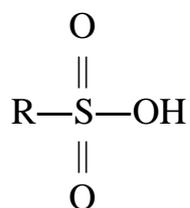
С целью удешевления собирателей на основе органических кислот в последнее время широко применяют отходы и побочные продукты различных производств, содержащие в своем составе карбоновые кислоты и их соли и примеси. Некоторые примеси играют роль балласта и не принимают активного участия во флотационном процессе, а другие примеси играют роль пенообразователей или собирателей. К числу таких продуктов относятся рисайкл – продукт окисления дистиллятов, содержащий смесь жирных кислот, СЖК – синтетические жирные кислоты фракции $\text{C}_7\text{—C}_9$ и $\text{C}_{10}\text{—C}_{16}$, отходы щелочного рафинирования растительных масел и др.

Наряду с органическими кислотами и их солями в качестве собирателей применяют также органические сульфокислоты и их соли – алкилсульфаты, арилсульфаты и сульфонаты.

Эти реагенты представляют собой производные серной кислоты:

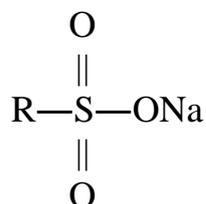


в которых один гидроксид замещен углеводородным радикалом линейного или циклического строения. Эти собиратели имеют формулу

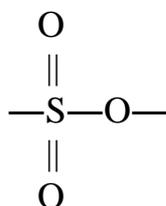


где R – углеводородный радикал.

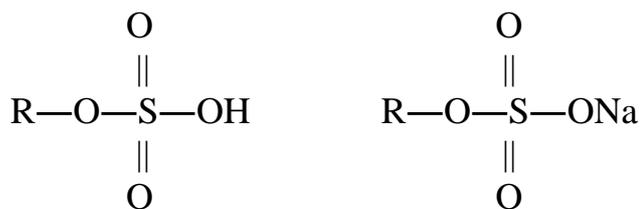
Наряду с сульфокислотами в качестве собирателей используют их соли, которые называются алкилсульфонатами или арилсульфонатами:



Соли значительно лучше растворяются в воде, поэтому их применение более эффективно. В этих собирателях роль солидофильной группы выполняет сульфогруппа



К этой же группе собирателей относится алкил(арил)сульфаты или сульфозэфиры, т. е. эфиры серной кислоты:



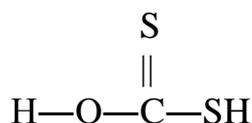
В этих соединениях углеводородный радикал связан с серой не напрямую, а через кислородный мостик.

Эти собиратели обладают меньшей флотационной активностью по сравнению с карбоксильными собирателями. Они используются при флотации окисленных минералов со щелочноземельными катионами, главным образом при флотации барита, а также при флотации руд молибдена, вольфрама, флюорита, циркана и др. Углеводородный радикал имеет длину цепочки $C_{12}-C_{20}$.

Наиболее распространенным собирателем из этой группы является контакт Петрова, который получается при сульфировании различных нефтепродуктов концентрированной серной кислотой при температурах $70-80^{\circ}\text{C}$. Контакт Петрова представляет собой смесь сульфонефтяных кислот с различным строением углеводородного радикала. После нейтрализации этих кислот щелочью образуются мыла сульфонефтяных кислот, имеющих большую растворимость в воде.

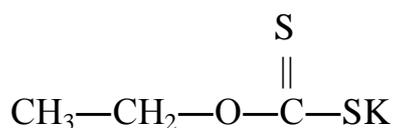
Сульфгидридные собиратели. Сульфгидридные собиратели относятся к анионоактивным собирателям, в состав солидофильной группы которых входит остаток сероводорода $-\text{SH}$, называемый (по аналогии с гидроксидом) сульфгидридом. Наиболее важными сульфгидридными собирателями являются ксантогенаты (ксанаты) и дитиофосфаты (аэрофлоты).

Ксантогенаты R—O—C—S—Me являются солями довольно сильных ксантогеновых кислот. Эти кислоты, в свою очередь, являются кислыми эфирами дитиоугольной кислоты

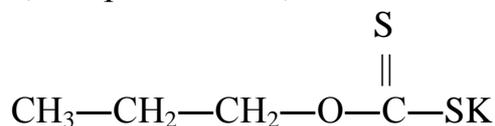


Наибольшее применение в качестве собирателей получили ксантогенаты щелочных металлов (натрия, калия), хорошо растворимые в воде. Название ксантогената складывается из наименования углеводородного радикала и металла, входящего в его состав, например:

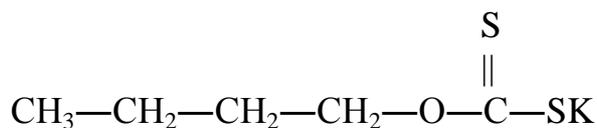
– этиловый ксантогенат калия C_2H_5OCSSK :



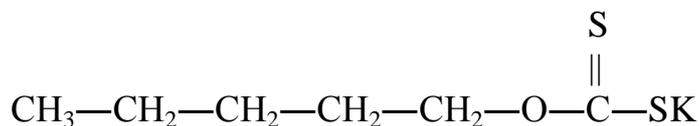
– пропиловый (изопропиловый) ксантогенат калия C_3H_7OCSSK :



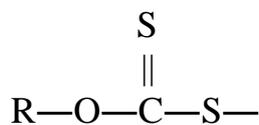
– бутиловый (изобутиловый) ксантогенат калия C_4H_9OCSSK :



– амиловый ксантогенат калия $C_5H_{11}OCSSK$:

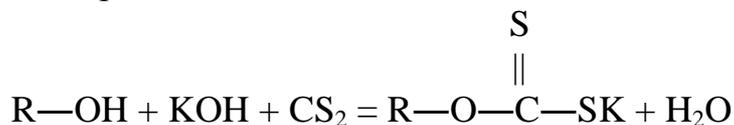


Во всех ксантогенатах гидрофобизирующим ионом является анион



а солидофильной группой является $-\overset{\overset{S}{\parallel}}{C}-S-$

Основным способом получения ксантогенатов является взаимодействие спиртов с соответствующими щелочами и сероуглеродом по реакции



Эта реакция является экзотермической и происходит с весьма большой скоростью. При этом из спиртового раствора щелочи выпадает кристаллический осадок ксантогената. Ксантогенаты щелочных металлов хорошо растворимы в воде и образуют растворы с концентрацией 15–40%. Водные растворы ксантогенатов достаточно

стабильны. В кислой среде ксантогенаты быстро разлагаются, в щелочных – гидролизуются с образованием CS_2 и $R-OH$.

Ксантогенаты являются эффективными собирателями при флотации сульфидных и некоторых окисленных руд тяжелых цветных металлов (медь, свинец, никель, цинк и др.). Это объясняется высоким химическим сродством серы с тяжелыми цветными металлами и низкой растворимостью их ксантогенатов. В то же время ксантогенаты щелочных и щелочноземельных металлов хорошо растворимы в воде, поэтому не могут использоваться в качестве собирателей при флотации минералов, содержащих в качестве катионов щелочноземельные металлы (кальций, магний). Эффективность гидрофобизации поверхности минералов зависит от прочности закрепления молекулы ксантогената и длины углеводородного радикала. Закрепление ксантогенатов на поверхности минералов происходит в результате взаимодействия солидофильной группы с катионами металлов. При этом углеводородный радикал ориентируется в сторону воды и обволакивает поверхность минерала тонкой пленкой, делая его гидрофобным. Прочность закрепления определяется произведением растворимости ксантогенатов тяжелых металлов. ПР этиловых ксантогенатов: $Zn - 4,9 \cdot 10^{-9}$, $Pb - 1,7 \cdot 10^{-17}$, $Cu - 4,6 \cdot 10^{-20}$, $Au - 2,5 \cdot 10^{-33}$.

Чем меньше ПР ксантогената, тем больше прочность его закрепления. Влияние длины углеводородного радикала на показатели флотации халькозина (медный блеск) характеризуется данными, представленными на рис. 6.9.

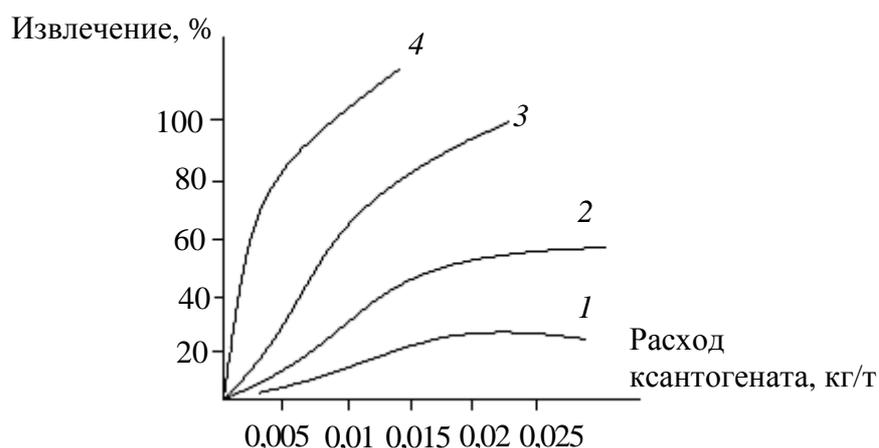
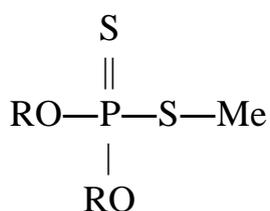


Рис. 6.9. Зависимость извлечения от расхода ксантогената:
1 – метиловый ксантогенат К;
2 – этиловый ксантогенат;

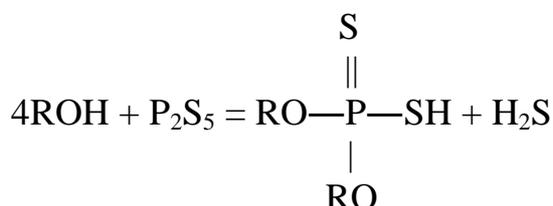
- 3 – изоамиловый ксантогенат;
4 – гептиловый ксантогенат

С увеличением длины углеводородного радикала расход ксантогената резко сокращается, а извлечение ценного компонента растет. Однако как и для карбоксильных собирателей, увеличение длины углеводородного радикала приводит к резкому уменьшению растворимости ксантогенатов в воде, поэтому наибольшее применение в качестве собирателей получили пропиловый, бутиловый и амиловый ксантогенаты с $n = 3, 4, 5$. Расход ксантогенатов при флотации руд составляет 20–40 г/л.

Дитиофосфаты (аэрофлоты)



являются солями дитиофосфорной кислоты $[(\text{RO})_2\text{PSSH}]$. В отличие от ксантогенатов дитиофосфаты содержат два углеводородных радикала, связанных с ядром молекулы (фосфором). Получение дитиофосфатов основано на взаимодействии спиртов или фенолов с пентасернистым фосфором:



Растворимость дитиофосфатов выше, чем соответствующих ксантогенатов, поэтому дитиофосфаты являются более слабыми собирателями. Значения ПР ксантогенатов и дитиофосфатов в случае, если R – этил, приведены в табл. 6.1.

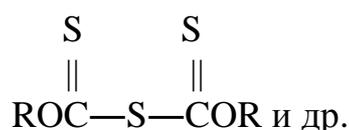
Таблица 6.1

Сравнительная характеристика растворимости ксантогенатов и дитиофосфатов

| | Au | Cu | Zn |
|------------------|----------------------|----------------------|---------------------|
| ПР ксантогенатов | $2,5 \cdot 10^{-33}$ | $4,6 \cdot 10^{-20}$ | $4,9 \cdot 10^{-9}$ |
| ПР дитиофосфатов | $6,0 \cdot 10^{-30}$ | $1,1 \cdot 10^{-16}$ | $1,5 \cdot 10^{-2}$ |

В связи с этим дитиофосфаты применяются в 2–2,5 раза реже, чем ксантогенаты. Наибольшее применение в качестве собирателя получил дибутилдитиофосфат $(C_4H_9O)_2PSSK$, который получается при взаимодействии бутилового эфира с P_2S_5 с последующей нейтрализацией дибутилдитиофосфорной кислоты содой или поташом. Расход дитиофосфатов при флотации руд примерно такой же, как и ксантогенатов или выше.

В качестве флотореагентов применяют также меркантаты RSH , дисульфиды



Дисульфиды практически не растворяются в воде, поэтому необходимо более длительное перемешивание с суспензией или диспергирование.

Катионные собиратели. Гидрофобизирующий ион – катион. Чаще всего это органические амины или их соли. RNH_2 – первичный амин; R, R_2, NH – вторичный амин; $R, R_2, R_3 N$ – третичный амин. В качестве собирателей применяют первичные амины и их соли. Соли аминов чувствительны к pH среды и в зависимости от ее величины диссоциируют на ионы по следующим уравнениям:



В связи с этим флотацию проводят в кислой среде. Длина углеводородного радикала – от 8 до 20 атомов углерода в цепочке. Катионные собиратели применяют при флотации SiO_2 , силикатов, растворимых солей фосфатов и др. Закрепление аминов осуществляется за счет физической адсорбции во внешней обкладке двойного электрического слоя амина, поэтому они легко десорбируются с поверхности промывной водой. Не исключена и хемосорбция в том случае, если ионный радиус аминной головки близок к радиусу катиона, например при флотации сильвина.

Аполярные собиратели. Аполярные собиратели – неионногенные углеводородные жидкости, получаемые из нефти. В них отсутствуют полярные группы, поэтому они слабо взаимодействуют с диполями воды. Закрепление осуществляется за счет адгезии, причем они закрепляются тем легче, чем меньше

гидратирована поверхность минерала – это угли, графит, сера, алмазы, т. е. минералы, обладающие малой величиной поверхностной энергии. Из-за низкой растворимости в воде они при перемешивании образуют эмульсии, размер капелек в которых зависит от интенсивности перемешивания и присутствия эмульгаторов – ПАВ, препятствующих слиянию отдельных капель эмульсии. Часто применяют смесь полярных и аполярных собирателей. При этом гидрофобизация возрастает, расход ксантогената или других собирателей снижается, в результате чего флотация улучшается. Аполярные собиратели получают из нефти. Они дешевы и доступны, легко эмульгируются. Чаще всего в качестве аполярных собирателей применяют керосин, трансформаторное масло и углеводородные масла, получаемые при коксовании углей, сухой перегонке древесины и т. д. Керосин применяют при флотации углей, графита, талька, молибденита и др. Аполярные собиратели в 3–5 раз дешевле полярных.

6.1.2. Реагенты-пенообразователи. Основным назначением реагентов-пенообразователей является увеличение дисперсности пузырьков воздуха в пульпе и повышение устойчивости флотационной пены. Пенообразующим действием при флотации обладают органические вещества и некоторые неорганические электролиты. Для флотации чаще всего применяют органические вещества.

Реагенты-пенообразователи представляют собой поверхностно активные вещества, способные самопроизвольно адсорбироваться на поверхности раздела вода – воздух со снижением поверхностного натяжения. Молекулы пенообразователей имеют гетерополярное строение. В их состав входят полярные группы и углеводородный радикал. К этому классу соединений относятся органические спирты $R-OH$, сульфокислоты $R-O-SO_2-OH$ или $R-SO_2-OH$, органические кислоты $OH-R-C=O$ и др. Из этих соединений наибольшее применение в качестве пенообразователей получили органические спирты. Они обладают сильными гидрофильными свойствами и слабо закрепляются на минералах, т. е. не обладают собирательными свойствами.

В то же время пенообразователи на основе карбоновых кислот и сульфокислот обладают значительным собирательным действием и поэтому называются пенообразователями-собирателями. В присутствии таких пенообразователей селективность флотации может снижаться.

Закрепление пенообразователей на поверхности раздела газ – жидкость происходит в результате физической адсорбции. Как известно, вода обладает определенным запасом свободной поверхностной энергии, величина которой определяется поверхностным натяжением. Носителем свободной поверхностной энергии на границе раздела фаз вода – воздух является мономолекулярный слой молекул воды. Благодаря тому, что молекулы воды обладают большой величиной дипольного момента, они взаимодействуют с нижележащими молекулами и втягиваются с поверхности в объем жидкости. В результате этого молекулы пограничного слоя крайне подвижны – происходит непрерывный обмен между этими молекулами и молекулами, расположенными в объеме жидкости. Молекулы пенообразователей имеют полярно-аполярную структуру и также обладают значительной величиной дипольного момента. Поэтому при введении пенообразователей в воду они будут взаимодействовать с диполями воды и также будут втягиваться с поверхности в объем воды. Однако поскольку дипольный момент молекул воды значительно больше, чем дипольные моменты спиртов, то молекулы воды будут втягиваться в объем раствора с большей силой, чем молекулы спирта. В результате этого поверхностный слой раствора будет обогащаться спиртом по сравнению с объемом раствора, в результате чего поверхностное натяжение жидкости будет снижаться. При достаточно высокой концентрации спиртов или других ПАВ в растворе его молекулы концентрируются на поверхности раздела фаз вода – воздух и образуют насыщенный адсорбционный слой из ориентированных молекул. В связи с тем, что диполи воды активно взаимодействуют с полярными группами пенообразователей (ПАВ) и практически не взаимодействуют с аполярными углеводородными радикалами, то молекулы ПАВ закрепляются на поверхности раздела фаз полярной головкой, а углеводородный радикал выталкивается из объема жидкости в воздушную фазу. В результате этого на поверхности раздела фаз образуются ориентированный слой из молекул ПАВ.

В результате активного взаимодействия полярных групп молекул ПАВ с диполями воды вокруг этих групп создается прочная гидратная оболочка, которая придает адсорбционному поверхностному слою определенную жесткость и способствует его упрочнению, что приводит в свою очередь к увеличению устойчивости флотационной пены и препятствует коалесценции пузырьков воздуха, т. е. слиянию их друг с другом. Свойства пенообразователей во многом зависят от строения и размеров углеводородного радикала. Зависимость вспенивающего

действия алифатических спиртов от длины углеводородного радикала показана на рис. 6.10.

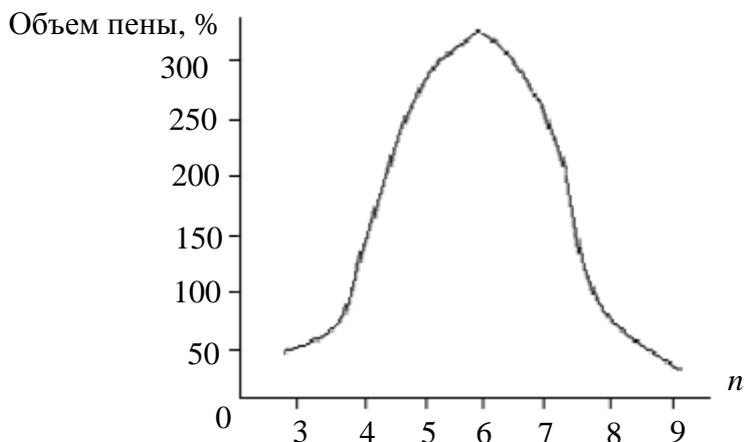
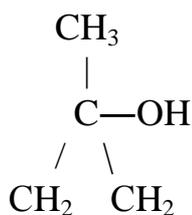
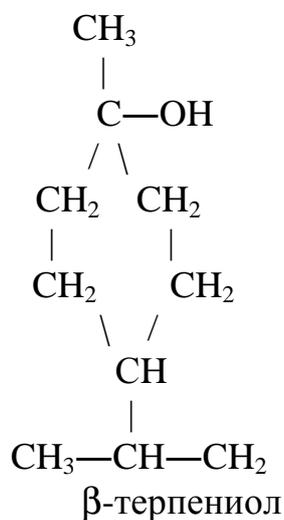
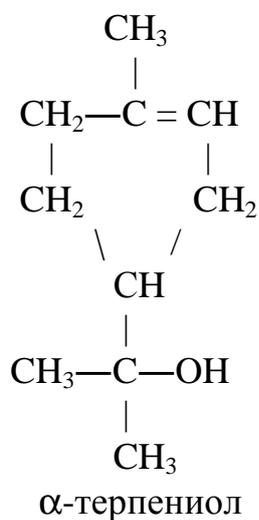


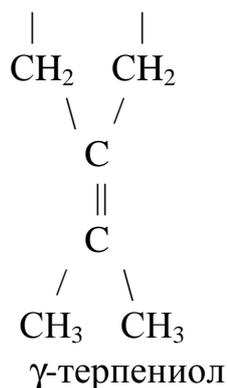
Рис. 6.10. Зависимость вспенивающего действия алифатических спиртов от длины углеводородного радикала (n – число групп $-\text{CH}_2$)

С увеличением длины углеводородного радикала дипольный момент молекулы спирта возрастает, что приводит к более прочному закреплению ее на границе раздела фаз вода – воздух. В связи с тем, что углеводородный радикал при адсорбции ориентируется в сторону воздуха, то с увеличением длины углеводородного радикала поверхностное натяжение жидкости уменьшается, что приводит к облегчению разрыва сплошности воды и уменьшению размера пузырьков воздуха, а также к повышению их устойчивости. Поэтому вначале с увеличением длины углеводородного радикала вспенивающий эффект, характеризующийся объемом пены увеличивается (левая ветвь кривой). Однако с достижением определенной критической длины радикала ($n = 8$) происходит ассоциация молекул спиртов за счет дисперсионного взаимодействия углеводородных радикалов друг с другом. Гетерополярные молекулы с короткими углеводородными радикалами не сцепляются друг с другом. Этому противодействует сильная гидратация полярных групп, которую не могут преодолеть слабые дисперсионные силы сцепления аполярных радикалов на небольшом участке их контакта. С увеличением длины радикалов эти силы сцепления возрастают, приводя к образованию агрегатов молекул спиртов, что приводит к уменьшению их растворимости в воде. Ассоциаты молекул спиртов обладают меньшей поверхностной активностью, поэтому пенообразующее действие

спиртов с числом углеводородных атомов в цепочке больше 8 уменьшается (правая ветвь кривой). Отсюда следует, что число углеводородных атомов в цепочке радикала алифатических спиртов не должно быть больше 8. Однако наряду с алифатическими спиртами с линейными углеводородными радикалами в качестве пенообразователей используются спирты с алифатическими разветвленными или циклическими радикалами, а также органические кислоты, сульфокислоты.

С целью удешевления продукции в качестве пенообразователей используются не индивидуальные химические соединения, а побочные продукты и отходы различных производств, содержащие смесь спиртов и других продуктов различного состава. К числу таких продуктов относится сосновое масло. Оно широко применяется в качестве пенообразователей при флотации различных минералов. Сосновое масло получают путем перегонки с водяным паром пневого осмола, т. е. старых осмолившихся пней деревьев сосновых пород и фракционированной дистилляцией получаемого при этом масла – сырца. В состав соснового масла входят ароматические спирты – терпениолы (до 45%) и ряд других соединений. Терпеновые спирты представлены смесью α -, β -, γ -терпениолов:





В качестве примесей в состав соснового масла входят лимонен $\text{C}_{10}\text{H}_{16}$, камфара $\text{C}_{10}\text{H}_{10}\text{O}$, фенолы, органические кислоты и др. Пенообразующее действие соснового масла обусловлено наличием в его составе терпеновых спиртов. Недостатком соснового масла является нестабильность его состава в связи с тем, что на различных предприятиях лесохимической промышленности используется различное сырье. Расход соснового масла колеблется от 0,025 до 0,1 кг/т руды. Кроме соснового масла в качестве пенообразователей используют:

- древесно-смоляное тяжелое масло, которое выделяют из продуктов сухой перегонки древесины; содержит не менее 40% фенолов $\text{C}_6\text{H}_5\text{OH}$;

- крезол $\text{CH}_3\text{—C}_6\text{H}_4\text{OH}$, который получают при разгонке сырой каменноугольной смолы. Недостаток крезолов – высокая токсичность, поэтому их применение сокращается несмотря на то, что они являются эффективными пенообразователями (расход 0,025–0,075 кг/т);

- пиридин $\text{C}_5\text{H}_5\text{N}$ – продукт коксохимии;

- сульфаты (сульфоэфиры) органических кислот ROSO_2OH и сульфонаты (сульфоокислоты) RSO_2OH с длиной углеводородного радикала от 8 до 12.

Если число углеродных атомов в цепочке больше 12, то такие реагенты являются собирателями. Пенообразующее действие этих соединений проявляется в щелочной среде.

В практике флотации применяют смеси (сочетания) различных пенообразователей, что позволяет целенаправленно регулировать свойства пены.

6.1.3. Реагенты-регуляторы. Регуляторами называют флотационные реагенты, изменяющие характер взаимодействия собирателей с минералами для усиления или ослабления гидрофобизации их поверхности. Регуляторы повышают селективность

действия собирателей на минералы и обеспечивают четкое разделение минералов друг от друга при флотации. В качестве регуляторов применяются неорганические и органические соединения – кислоты, щелочи, соли и высокомолекулярные органические соединения.

Механизм действия регуляторов при флотации чрезвычайно разнообразен. Регуляторы могут:

1) вступать в химическое взаимодействие с поверхностью минералов и изменять ее состав, при этом достигается усиление или ослабление взаимодействия минерала с собирателем;

2) вытеснять собиратель, закрепившийся на поверхности минерала и предотвращать его флотацию;

3) изменять реакцию среды (величину рН) и тем самым влиять на флотацию минералов;

4) вступать в химическое взаимодействие с собирателем и переводить его в осадок и тем самым прекращать его гидрофобизирующее действие.

По характеру влияния на процесс флотации регуляторы подразделяются на три вида: активаторы, депрессоры, т. е. подавители, регуляторы среды.

Однако такая классификация условна, так как один и тот же регулятор может по отношению к разным минералам выполнять функции как активатора, так и депрессора.

В качестве *активаторов* применяют:

– водорастворимые соли тяжелых цветных металлов, активирующих сфалерит ZnS , пирит FeS_2 , кварц и другие несulfидные минералы, а также соли щелочноземельных металлов, активирующие кварц и другие несulfидные минералы;

– сернистый натрий и другие водорастворимые сульфиды, активирующие флотацию окисленных минералов цветных металлов;

– кислород, активирующий флотацию сульфидных и несulfидных минералов.

В качестве *депрессоров* используют:

– сернистый натрий и водорастворимые сульфиды для депрессии сульфидных минералов;

– растворы цианистых солей для депрессии сульфидов цинка, железа, меди и др.;

– хромовые соли для депрессии сульфида свинца;

– силикаты натрия (жидкое стекло для депрессии кварца и др. минералов пустой породы);

– органические недиссоциирующие соединения (крахмал, карбоксиметилцеллюлоза) для депрессии несulfидных минералов.

К *регуляторам среды* относятся кислоты, щелочи (Ca(OH)₂, NaOH, HCl и др.), пептизаторы (жидкое стекло и др.).

Как видим, одни и те же вещества – сернистый натрий, жидкое стекло – могут выполнять функции депрессоров и активаторов.

Активирующее действие регуляторов. Активаторы чаще всего являются электролитами, хорошо растворимыми в воде. Их действие связано с изменением химического состава поверхностного слоя минерала в результате образования поверхностных соединений за счет химического взаимодействия или адсорбции.

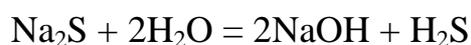
Так, кварц практически не флотируется анионными собирателями. Если же обработать кварц растворами солей тяжелых металлов (сульфаты Fe, Cu), то он хорошо флотируется карбоксильными собирателями. Это объясняется тем, что ионы Fe, Cu адсорбируются на поверхности кварца с образованием прочных поверхностных соединений. Карбоксильные собиратели образуют труднорастворимые соли с катионами Fe и Cu, благодаря чему они прочно закрепляются на поверхности кварца и гидрофобизируют ее.

Второй пример – активация сфалерита солями тяжелых металлов (Cu, Pb, Ag). Сфалерит трудно флотируется сульфгидридными собирателями (ксантогенатами) из-за высокой растворимости их солей. Если же обработать сфалерит солями тяжелых металлов, то их катионы замещают в поверхностном слое иона цинка на ионы меди, т. е.



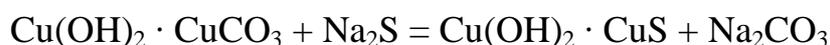
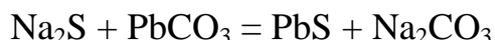
Поскольку растворимость ксантогенатов меди значительно меньше, чем ксантогенатов цинка, то после активирования ксантогенаты будут взаимодействовать уже не с катионами цинка, а с заменившими их катионами меди. При этом прочность закрепления ксантогенатов увеличивается, а гидрофобизация поверхности возрастает и активированный сфалерит легко флотируется.

Окисленные минералы цветных металлов не флотируются сульфгидридными собирателями (ксантогенатами). В то же время после обработки этих минералов водными растворами сульфидов они прочно адсорбируют ксантогенаты и легко флотируются. Это объясняется тем, что в водных растворах сульфиды гидролизуются по схеме:



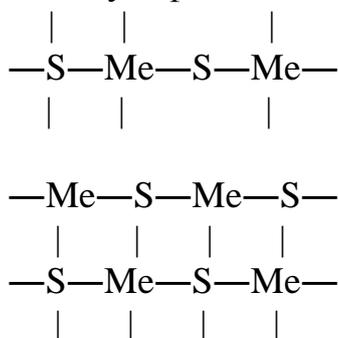


В результате этого в водном растворе появляются ионы S^{2-} и SH^- , которые замещают в поверхностном слое ионы CO_3^{2-} , SO_4^{2-} , OH^- вследствие более низкой растворимости сульфидов Cu, Zn, Pb и др. и внедряются в кристаллическую решетку окисленных минералов, образуя на их поверхности толстый слой сульфида. Таким образом, происходит сульфидизация поверхности минерала:



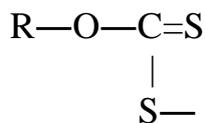
Ксантогенаты прочно закрепляются на поверхности сульфидов, поэтому после сульфидизации окисленных минералов они легко флотируются сульфгидридными собирателями. Однако при полной сульфидизации поверхности минералов их флотация сульфгидридными собирателями прекращается.

Аналогичные явления наблюдаются и при флотации чистых сульфидных минералов. Это объясняется тем, что в кристаллической решетке чистых сульфидов все вакансии полностью замещены и поверхностный слой чистого сульфида имеет следующую структуру:



По этой причине адсорбция ксантогенатов на поверхности чистых сульфидов не происходит. Для закрепления собирателей на поверхности сульфидов необходима их активация кислородом. Кислород адсорбируется на поверхности сульфида и окисляет сульфид-ион до SO_4^{2-} . При этом ионы SO_4^{2-} переходят в раствор и на поверхности сульфида образуется свободная вакансия с

ненасыщенными связями. На место этой вакансии внедряется анион ксантогената



и прочно закрепляется на поверхности минерала, ориентируясь углеводородным радикалом в сторону раствора, благодаря чему поверхность сульфида гидрофобизируется и он легко флотируется. В связи с этим без предварительного окисления кислородом сульфидные минералы не могут взаимодействовать с ксантогенатами и не флотируются, т. е. в данном случае роль активатора играет кислород.

Однако при избытке кислорода большая часть ионов серы окисляется до SO_4^{2-} , поверхность минерала полностью гидратируется, что исключает возможность адсорбции ксантогенатов и флотация сильно окисленных сульфидных минералов прекращается, т. е. активирующее влияние кислорода из положительного фактора становится отрицательным. Таким образом, положительное действие активаторов при флотации проявляется лишь в строго определенном интервале концентраций этих веществ. При избытке активатора его положительное действие на флотацию прекращается и он становится депрессором. По этой причине одни и те же вещества могут быть как активаторами, так и депрессорами.

Депрессирующее действие регуляторов. Большинство регуляторов депрессирующего действия являются неорганическими соединениями – электролитами. Их действие на минералы чрезвычайно разнообразно, поэтому единого механизма взаимодействия минералов с депрессорами не существует. В процессе депрессирования, как и при активации, происходит изменение состава поверхностного слоя минералов, причем механизм действия активаторов и депрессоров во многом аналогичен – и в том, и в другом случае образуются новые поверхностные соединения или происходит внедрение ионов депрессора в кристаллическую решетку минерала за счет адсорбции. В качестве депрессоров необходимо применять такие вещества, которые препятствуют закреплению собирателей на поверхности минералов. Рассмотрим действие депрессоров на конкретных примерах.

Депрессирующее действие сернистого натрия. Сернистый натрий является депрессором большинства сульфидных минералов. Это связано с тем, что ионы серы, образующиеся в водных растворах Na_2S , являются

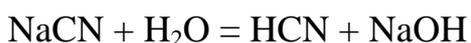
потенциалопределяющими по отношению к сульфидным минералам и активно адсорбируются на их поверхности, вытесняя другие ионы. В результате адсорбции ионов S^{2-} происходит достраивание кристаллической решетки сульфида, при этом свободные вакансии на поверхности исчезают и поверхность сульфида приобретает большой отрицательный заряд, препятствующий адсорбции других анионов, в том числе и ксантогената.

Поэтому в присутствии сернистого натрия и других растворимых сульфидов флотация сульфидных минералов сульфидными собирателями прекращается. По этим же причинам сернистый натрий активно депрессирует окисленные минералы, подвергшиеся предварительной сульфидизации, т. е. при избытке Na_2S на поверхности окисленных минералов образуется толстый слой сульфидов и их поверхность приобретает свойства, характерные для чистых сульфидных минералов.

Сернистый натрий является также депрессором кварца и других окисленных минералов, активированных ионами железа и меди. Это связано с тем, что поверхностные соединения кварца с ионами железа и меди при взаимодействии с сернистым натрием разрушаются с образованием труднорастворимых сульфидов меди и железа, которые отслаиваются от поверхности кварца, поэтому адсорбция карбоксильных собирателей на поверхности кварца прекращается.

В ряде случаев сернистый натрий, благодаря наличию в его растворе ионов S^{2-} и SH^- , способен вытеснять с поверхности некоторые сульфидные минералы, закрепившиеся на ней анионы ксантогенатов, что позволяет осуществлять селективную флотацию, например, сульфидных молибденовых руд. Это достигается благодаря тому, что сернистый натрий депрессирует все сульфиды, входящие в состав руды, кроме молибденита MoS_2 .

Депрессирующее действие цианидов. Цианистые соли широко применяются в качестве депрессоров при селективной флотации свинцово-медно-цинковых руд. При этом цианиды депрессируют сфалерит ZnS , пирит FeS_2 и некоторые другие сульфиды. Цианиды весьма токсичны и в водных растворах гидролизуются:



Для предотвращения выделения HCN в атмосферу флотацию проводят в щелочной среде.

Механизм действия цианидов в качестве депрессоров основан на способности ионов Zn , Fe , Cu образовывать с ионами CN^-

устойчивые комплексные соединения. В то же время ионы Pb, Bi, Sn, Sb, As не образуют таких соединений с ионами цианидов и поэтому их сульфиды не депрессируются.

Реакция цианида с катионами металлов протекает в две стадии. Сначала образуются труднорастворимые осадки цианистых солей:



которые осаждаются на поверхности минералов и гидрофилизуют ее, препятствуя закреплению собирателя. Однако при избытке ионов цианида в растворе эти осадки растворяются с образованием устойчивых комплексных соединений:



Ксантогенаты тяжелых металлов способны растворяться в цианистых растворах, поэтому возможность их закрепления на поверхности минерала определяется растворимостью. Чем больше растворимость ксантогенатов в растворах цианидов, тем менее устойчивым должно быть их закрепление на поверхности соответствующих минералов и тем хуже минералы будут флотироваться. Таким образом, при применении цианидов в качестве депрессоров нужна их тщательная дозировка, которая подбирается экспериментальным путем.

Депрессирующее действие K_2CrO_4 и $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$. Хроматы и бихроматы используются в качестве депрессоров при флотации галенита PbS и пирита FeS₂. Депрессирующее действие хроматов и бихроматов проявляется в их химической фиксации на поверхности минералов, в результате чего эти минералы гидрофилизуются. Гидратация поверхности минералов настолько велика, что они перестают флотироваться в присутствии ксантогенатов.

Депрессирующее действие силикатов натрия. Силикаты натрия (жидкое стекло) хорошо растворяются в воде и гидролизуются:



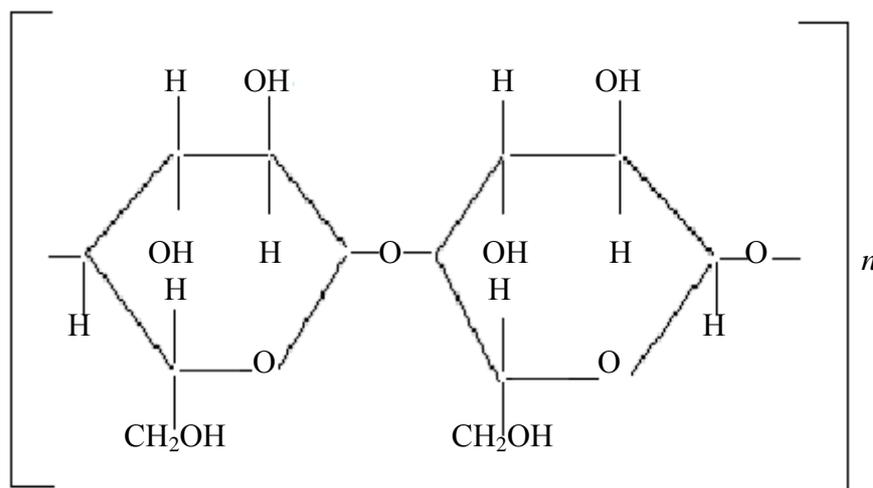
Их растворы имеют щелочную реакцию. Растворы жидкого стекла являются депрессорами кварца, силикатов, кальцита, флюорита и других несulfидных минералов.

Механизм депрессирующего действия жидкого стекла заключается в избирательной адсорбции кремниевой кислоты на поверхности кварца, силикатов и минералов, содержащих катионы щелочноземельных металлов. Мицеллы кремниевой кислоты $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ сильно гидратированы, поэтому при закреплении этих

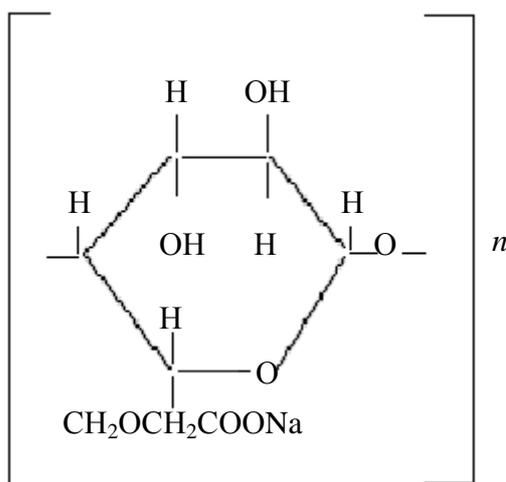
мицелл на минералах их поверхность гидрофилизуется, что препятствует адсорбции карбоксильных собирателей и подавляет флотацию этих минералов. Регулируя количество добавляемого жидкого стекла и кислотность среды, можно добиться избирательного закрепления мицелл на поверхности тех или иных минералов и обеспечить их селективную флотацию. Например, с применением жидкого стекла в определенных дозах появляется возможность селективного разделения кальцита CaCO_3 и флюорита CaF_2 .

Органические депрессоры. Наряду с неорганическими соединениями в качестве депрессоров широко применяются и высокомолекулярные органические вещества. Органические реагенты-депрессоры делятся на 4 класса:

1. Неионогенные полимеры, содержащие неионогенные полярные группы $-\text{OH}$, $-\text{CO}$ и др. К числу этих соединений относится крахмал, оксиэтилцеллюлоза и др. Крахмал – высокомолекулярное органическое соединение (молекулярная масса – 150 000) представленное смесью полисахаридов:



2. Анионные полимеры, содержащие анионные полярные группы $-\text{COOH}$, $-\text{SO}_3\text{H}$, $-\text{OSO}_3\text{H}$. К числу этих соединений относится карбоксилметилцеллюлоза, лигносульфанаты и др. Структурная формула КМЦ приведена ниже. При $n = 400-600$ молекулярная масса достигает 100 000 и более;



3. Катионные полимеры, содержащие катионные полярные группы $-\text{NH}_2$, $=\text{NH}$;

4. Амфотерные полимеры, содержащие как катионные, так и анионные полярные группы (гидролизированный полиакриламид).

Взаимодействие органических подавителей с поверхностью минералов происходит путем закрепления полярных групп на минералах за счет физической адсорбции, образования водородных связей или за счет химического взаимодействия с образованием устойчивых соединений. Так, например, закрепление крахмала на поверхности кварца происходит за счет образования водородных связей.

Анионные депрессоры закрепляются на поверхности минералов не только за счет водородных связей, но и в результате химического взаимодействия карбоксильных групп с катионами, находящимися на поверхности минералов с образованием прочных соединений

Катионные депрессоры закрепляются на минералах за счет физической адсорбции и легко удаляются промывной водой.

Поскольку органические депрессоры содержат большое количество функциональных полярных групп $-\text{OH}$, $-\text{COOH}$, то они сильно гидрофильны и поэтому при их адсорбции поверхность минералов гидрофилизуется, что исключает адсорбцию собирателей на их поверхности, в результате чего эти минералы не флотируются.

К регуляторам среды относятся кислоты, щелочи, сода. Щелочи осаждают катионы тяжелых металлов. В присутствии ионов H^+ и OH^- изменяется растворимость собирателей. Кроме того, ионы H^+ и OH^-

могут адсорбироваться на поверхности минералов, изменяя их заряд и поверхностную энергию.

6.1.4. Основные формы закрепления флотационных реагентов на поверхности частиц минералов и воздушных пузырьков. В большинстве случаев закрепление флотационных реагентов на поверхности твердых частиц и воздушных пузырьков происходит путем адсорбции реагентов на поверхности раздела фаз.

В основе адсорбции лежат электрические силы взаимодействия адсорбента с адсорбируемым веществом. В зависимости от характера взаимодействия различают два вида адсорбции – физическую и химическую.

При физической адсорбции связь реагентов с кристаллической решеткой минерала осуществляется за счет сил межмолекулярного притяжения благодаря наличию нескомпенсированных электрических зарядов (сил Ван-дер-Ваальса) у адсорбента и адсорбата. Эта связь возникает благодаря взаимодействию между постоянными диполями, если они имеются в данных молекулах между индуцированными или наведенными диполями, которые возникают под влиянием постоянных диполей, а также за счет дисперсионного взаимодействия, вызванного притяжением между мгновенными диполями, возникающими в молекулах и атомах вследствие того, что при вращении их электронов в определенные моменты времени создается асимметрия в расположении электронов по отношению к ядру. Таким образом, физическая адсорбция не сопровождается электронными переходами и образованием химической связи.

При химической адсорбции наблюдается переход электронов от адсорбированного атома к атому, расположенному в решетке, или же обобществление электронов с возникновением химической связи между атомами и образованием поверхностных соединений, не образующих самостоятельной фазы. Химическая адсорбция может перерасти в гетерогенную химическую реакцию, в результате которой на поверхности минерала образуются объемные химические соединения, представляющие собой самостоятельную фазу.

При физической адсорбции тепловой эффект, а следовательно, и прочность связи адсорбента с адсорбированными молекулами или ионами невелики. Поэтому адсорбированные вещества легко удаляются с поверхности при снижении концентрации реагента в растворе или путем промывки водой. При хемосорбции прочность связи намного больше, поэтому адсорбционный слой не удаляется с поверхности даже при многократной промывке минерала водой.

Химическая адсорбция в отличие от физической характеризуется высокой избирательностью действия реагента на минерал, что имеет существенное значение при флотации.

Закрепление реагентов может происходить не только на поверхности минерала, но и в двойном электрическом слое. При этом закрепление реагентов может происходить как во внешней, так и во внутренней обкладке двойного слоя. Закрепление реагентов во внешней обкладки двойного электрического слоя по своему характеру относится к физической адсорбции. В то же время закрепление реагентов во внутренней обкладке носит избирательный характер и относится к химической адсорбции.

Адсорбционная активность минерала по отношению к реагенту-собирателю (т. е. способность минерала взаимодействовать с собирателем и адсорбировать его) зависит от величины свободной поверхностной энергии минерала, а также состава и структуры солидофильной группы собирателя.

При введении собирателей в суспензию минералов в воде возникает электростатическое взаимодействие между солидофильной группой собирателя и поверхностью минерала, в результате чего молекулы собирателя ориентируются своей солидофильной группой поверхности минерала и закрепляются на ней в результате физической или химической адсорбции. При этом углеводородный радикал ориентируется в сторону воды и обволакивает поверхность минерала гидрофобной пленкой. Адсорбционное закрепление собирателя на поверхности минерала приводит к тому, что связи диполей воды с поверхностью минерала заменяются более устойчивыми, энергетически выгодными и прочными связями с молекулами реагента. Следовательно, необходимым условием закрепления собирателя на поверхности минерала является превышение энергии взаимодействия собирателя с минералом над энергией гидратации. При этом гидратная оболочка разрушается и молекулы воды десорбируются с поверхности минерала, замещаясь молекулами собирателя. Это явление наблюдается чаще всего при хемосорбции собирателей на поверхности минерала, т. е. в том случае, когда ионы собирателя образуют устойчивые химические соединения с ионами кристаллической решетки минералов.

Следовательно, прочность закрепления собирателя на поверхности минерала определяется главным образом строением и составом солидофильной группы. В то же время общий эффект гидрофобизирующего действия собирателей зависит от длины и строения углеводородного радикала. Так как энергия связи

солидофильной группы собирателя с кристаллической решеткой минерала практически не изменяется при увеличении длины углеводородного радикала, то эффективность гидрофобизирующего действия собирателей гомологов с одинаковой солидофильной группой зависит только от длины и структуры радикала. Чем длиннее радикал, тем устойчивее по отношению к воде адсорбционный слой собирателя и тем больше эффект гидрофобизации. Обычно длина молекулы собирателя колеблется от 5–7 Å (этилксантогенаты) до нескольких десятков Å (карбоновые кислоты и мыла). Каждое звено углеводородного радикала увеличивает его длину на 1,26 Å, однако при увеличении длины радикала на одну группу CH_2 — растворимость в воде для соединений одного гомологического ряда уменьшается в 4,25 раза. Поэтому применять собиратели с длинными радикалами нецелесообразно. Обычно для ксантогенатов длина радикала равна приблизительно 3–5 Å, а для карбоксильных собирателей длина радикала равна приблизительно 12–18 Å.

Разветвление углеводородной цепи собирателя (т. е. переход от нормального строения цепи к изостроению) уменьшает гидрофобизирующее действие собирателя. Собиратели с циклической аполярной группой по принципу действия аналогичны линейному радикалу, одна группа C_6H_5 — эквивалентна этиловому собирателю C_2H_5 .

Таким образом, основные требования к собирателям следующие:

- молекулы собирателя должны иметь гетерополярное строение;
- солидофильная группа собирателя должна обеспечивать прочное и избирательное закрепление реагента на поверхности минерала;
- углеводородный радикал должен иметь длину, обеспечивающую достаточное собирательное действие на минералы; увеличение радикала снижает растворимость собирателя в воде и уменьшает селективность действия на минералы, кроме того, с увеличением длины радикала возрастает стоимость собирателей;
- собиратели должны быть нетоксичными, хорошо растворяться в воде, иметь стабильный состав, быть доступными и дешевыми.

6.2. Минерализация пузырьков воздуха при флотации

Прилипание частиц минералов к пузырькам воздуха является основным актом процесса пенной флотации. Операции измельчения руды, обработки ее реагентами, перемешивания во флотомашинах

являются вспомогательными и создают наиболее благоприятные условия для избирательного, быстрого и прочного прилипания частиц минерала к пузырькам воздуха.

Минерализация пузырьков воздуха при флотации осуществляется двумя способами: столкновением пузырьков воздуха с частицами минералов при перемешивании пульпы и при выделении пузырьков воздуха из раствора на поверхности минералов (растворенный воздух).

При флотации система из менее устойчивого состояния переходит в более устойчивое состояние. Принципиальная возможность осуществления такого процесса может быть установлена на основании второго закона термодинамики. Согласно этому закону всякий процесс или реакция могут протекать самопроизвольно только в том направлении, в котором происходит уменьшение свободной энергии системы. В данном случае запас свободной энергии системы до прилипания частицы к пузырькам будет равен

$$W_1 = S_{ж-г} \sigma_{ж-г} + S_{т-ж} \sigma_{т-ж},$$

где $S_{ж-г}$, $S_{т-ж}$ – площади поверхностей раздела фаз жидкость – газ и жидкость – твердое; $\sigma_{ж-г}$, $\sigma_{т-ж}$ – поверхностные энергии на этих разделах.

Запас свободной энергии системы после прилипания частицы к пузырьку, отнесенный к площади прилипания 1 см^2 , определяется по формуле

$$W_2 = (S_{ж-г} - 1) \sigma_{ж-г} + \sigma_{т-ж} + (S_{т-ж} - 1) \sigma_{т-ж}.$$

Уменьшение свободной энергии системы имеет место при условии, если

$$\Delta W = W_1 - W_2 = \sigma_{ж-г} + \sigma_{т-ж} - \sigma_{т-г} > 0,$$

или

$$\Delta W = \sigma_{ж-г} + \sigma_{т-ж} > \sigma_{т-г}.$$

Однако этим уравнением нельзя пользоваться для расчетов, так как поверхностные энергии твердых тел не могут быть измерены. В то же время убыль свободной энергии системы после прилипания частицы к пузырьку воздуха, отнесенная к 1 см^2 площади прилипания, может быть рассчитана по уравнению

$$\Delta W = \sigma_{ж-г} (1 - \cos\theta),$$

где θ – краевой угол смачивания.

Отсюда следует, что чем больше краевой угол смачивания, тем больше убыль свободной энергии при прилипании частицы к пузырьку воздуха. Следовательно, чем гидрофобнее поверхность минерала, тем прочнее он будет прилипать к пузырьку воздуха. Прилипание твердой частицы к пузырьку воздуха происходит в результате их столкновения друг с другом, которое обеспечивается интенсивным перемешиванием суспензии во флотомашине. Частицы минерала и пузырьков воздуха отделены друг от друга водной прослойкой и гидратными оболочками адсорбированных молекул воды. При сближении частицы с пузырьком воздуха происходит вытеснение воды из зазора между ними, а затем разрушение гидратных оболочек. Поэтому для обеспечения слипания пузырьков воздуха с частицей сила столкновения должна быть достаточной для преодоления сопротивления водной прослойки и гидратных оболочек разрушению. При этом чем меньше толщина и прочность гидратной оболочки, тем меньше сила столкновения, обеспечивающая их слипание. В связи с этим гидрофобные частицы легко прилипают к пузырькам воздуха и прочно закрепляются на их поверхности, а гидрофильные частицы, окруженные прочной гидратной оболочкой с пузырьками воздуха, не слипаются и остаются в объеме жидкости.

Однако прочность закрепления частиц на пузырьках воздуха зависит не только от свойств их поверхности, но и от их размеров и плотности частиц. При интенсивном перемешивании пульпы во флотационной машине в них возникают различные силы, стремящиеся оторвать от пузырька воздуха прилипшие к нему частицы минералов. К числу этих сил относятся силы тяжести частиц, силы трения и силы инерции, возникающие при изменении скорости движения минерализованного пузырька, а также при столкновении пузырьков друг с другом или со стенками и деталями флотационной машины. Из всех отрывающих сил наибольшую величину имеют силы инерции. Поскольку они пропорциональны массе частицы, то с увеличением их размера и плотности отрывающие силы резко возрастают, поэтому крупные и тяжелые частицы отрываются от пузырьков воздуха и не флотируются. Следовательно, флотируемость частиц зависит от их размеров.

При флотации в пульпе находятся частицы самых разных размеров – от нескольких миллиметров до десятых долей микрона.

Из всех этих фракций с наибольшей эффективностью разделяются при флотации частицы некоторых средних размеров (от 0,1 до 0,02 мм).

Частицы крупных размеров легко отрываются от пузырьков воздуха и переходят в хвосты. При этом извлечение полезных компонентов в концентрат снижается.

Наиболее отрицательное влияние на флотацию оказывают тонкие шламовые фракции с размером частиц менее 10 микрон. Тонкие частицы отличаются специфическими физическими и физико-химическими свойствами. Малый размер частиц обуславливает их огромную удельную поверхность, большую адсорбционную способность и более быстрое растворение.

Благодаря этим свойствам, тонкие шламы налипают на более крупные частицы, образуя на их поверхности шламовые покрытия. Шламовый покров на поверхности минеральной частицы препятствует ее прилипанию к пузырьку воздуха по следующим причинам. Тонкие частицы шламового покрова сильно гидратированы, что вызывает гидрофилизацию поверхности частицы и подавление ее флотации. Вследствие этого снижается извлечение в пену минеральных частиц, подлежащих флотации. Кроме того, наблюдается загрязнение пенного продукта мелкими фракциями пустой породы, т. е. происходит ухудшение качества концентрата.

Тонкие шламовые частицы, обладающие высокой флотоактивностью, покрывают своеобразной браней поверхность воздушных пузырьков, что приводит к ухудшению прилипания к этим пузырькам частиц нормальной флотационной крупности. По этой причине также снижается извлечение полезных минералов в пенный продукт.

Тонкие шламовые частицы, имеющие большую удельную поверхность, поглощают из пульпы гораздо большее количество реагентов, чем крупные. Поэтому в присутствии тонких шламов расход реагентов-собирателей возрастает. Кроме того, из-за повышенной адсорбционной способности происходит адсорбция собирателей не только на частицах полезных минералов, но и на частицах пустой породы, в связи с чем эти частицы гидрофобизируются и частично переходят в пенный продукт, загрязняя концентрат.

Из-за высокой удельной поверхности и малых размеров тонкие шламы обладают пониженной скоростью флотации, так как для их извлечения в пенный продукт требуется огромное количество воздушных пузырьков, т. е. в присутствии тонких шламов возникает необходимость в резком увеличении аэрации пульпы. Поскольку в действующих флотационных машинах резкое увеличение аэрации

пульпы невозможно, то флотация протекает при постоянной нехватке воздушных пузырьков, поэтому время флотации увеличивается и часть тонких частиц не успевает перейти в пенный продукт и теряется с хвостами.

Для снижения отрицательного влияния тонких шламов на флотацию необходимо:

- минимальное переизмельчение руды;
- добавление реагентов, предотвращающих образование шламовых покровов на минералах и пузырьках;
- применение более разбавленных пульп, уменьшающих переход тонких частиц в пену за счет механического выноса;
- применение реагентов-депрессоров, подавляющих адсорбцию собирателей на шламах;
- предварительная классификация пульпы на песковую и шламовую фракции и их отдельная флотация;
- предварительное обесшламливание пульпы перед флотацией.

В практических условиях оптимальные режимы флотации, т. е. крупность измельчения, время флотации и реагентные режимы, для каждого вида руды подбираются экспериментальным путем.

По практическим данным верхний предел крупности флотируемых частиц для различных минералов составляет:

- сульфидные минералы – 0,15–0,25 мм;
- несulfидные окисленные минералы – 0,2–0,3 мм;
- уголь – 1–2 мм;
- самородная сера – 0,5–1 мм.

Для флотации крупных частиц необходимы следующие условия:

1) максимальная гидрофобизация поверхности минералов за счет повышения расхода собирателей и введения в пульпу аполярных реагентов, повышающих прочность закрепления частиц на пузырьках воздуха;

2) повышенная аэрация пульпы с целью создания условий для образования более крупных пузырьков воздуха, а также для групповой флотации крупных частиц несколькими пузырьками воздуха;

3) создание спокойных восходящих потоков пульпы в средней зоне флотационной машины с целью уменьшения инерционных сил отрыва частиц от пузырьков воздуха.

Эти условия создаются путем изменения конструкции флотационных машин за счет установки успокоительных решеток, а также за счет изменения способа подачи пульпы во флотомашину.

В частности, для обеспечения крупнозернистой флотации предложено подавать флотационную пульпу на поверхность пенного слоя. При этом крупные гидрофобные частицы удерживаются в пенном слое, а гидрофильные частицы погружаются в объем пульпы. Этот метод флотации получил название пенной сепарации. При пенной сепарации размер флотируемых частиц возрастает до 2–4 мм. Этот метод весьма перспективен и быстро развивается.

6.3. Флотационные пены

Технико-экономические показатели процесса флотации во многом определяются свойствами флотационных пен. Флотационная пена должна быть достаточно устойчивой и удерживать всплывшие с пузырьками воздуха частицы флотируемых минералов. В процессе отстаивания пена частично разрушается, теряя при этом значительную часть прилипших минеральных частиц. Разрушение пены происходит в результате слияния отдельных пузырьков друг с другом. Флотационные пены состоят из пузырьков воздуха, разграниченных прослойками воды. К поверхности пузырьков прилипают гидрофобные частицы минералов.

В процессе отстаивания пены вода, находящаяся в прослойках между пузырьками стекает вниз, при этом толщина водных прослоек уменьшается, пузырьки воздуха сливаются друг с другом и пена разрушается. При этом значительная часть сфлотированных минералов выпадает из пены обратно в пульпу, в результате чего флотация замедляется и снижается извлечение.

В первую очередь из пены выпадают гидрофильные минералы, т. е. пустая порода, поэтому при отстаивании пены происходит дополнительное обогащение концентрата.

Изменение минерализации пены при отстаивании характеризуется данными, приведенными в табл. 6.2.

Таблица 6.2

Изменение показателей минерализации пены при отстаивании

| Показатели, % | Время отстаивания, мин | | | |
|----------------------------|------------------------|----|-----|------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 |
| Содержание в пене твердого | 68 | 40 | 8,2 | 0,15 |

| | | | | |
|----------------------------------|----|----|----|----|
| Извлечение минерала в концентрат | 96 | 91 | 68 | 43 |
|----------------------------------|----|----|----|----|

Эти данные показывают, что содержание в пене твердого снижается значительно быстрее, чем извлечение полезного компонента. Это происходит за счет того, что в первую очередь из пены выпадают минералы пустой породы. Для сохранения достаточно высокого извлечения полезного компонента время отстаивания пены должно быть небольшим, т. е. пена должна быстро удаляться с поверхности суспензии. Регулирование свойств пены осуществляется соответствующей дозировкой пенообразователей.

6.4. Флотационные машины

Аппараты, в которых осуществляется обогащение полезных ископаемых флотационным методом, называются флотационными машинами. Во флотационных машинах происходит интенсивное перемешивание суспензии с пузырьками воздуха, т. е. аэрация пульпы, прилипание частиц минералов с гидрофобной поверхностью к пузырькам воздуха, т. е. минерализация пузырьков воздуха и всплывание их на поверхность с образованием минерализованной пены, которая удаляется из машины с помощью гребков, образуя пенный продукт, в котором концентрируются полезные минералы. Частицы пустой породы, как правило, являются гидрофильными, поэтому они остаются в объеме пульпы и выводятся из нижней части машины в виде так называемого камерного продукта.

Процесс аэрации пульпы осуществляется путем подачи воздуха под слой пульпы и дробления его на отдельные пузырьки различными способами – механическим воздействием движущейся пульпы на струю воздуха, пропусканием струи воздуха через мелкие отверстия, а также выделением из пульпы растворенных газов. Распад струи воздуха на отдельные пузырьки происходит тем интенсивнее, чем больше разность скоростей относительного перемещения воздуха и пульпы, а также чем меньше поверхностное натяжение на границе их раздела. Для уменьшения поверхностного натяжения в состав пульпы вводят пенообразователи. С увеличением интенсивности перемешивания размеры пузырьков уменьшаются.

Второй способ аэрации пульпы при флотации осуществляется за счет выделения растворенных газов при понижении давления. Основными причинами понижения давления в пульпе при флотации являются:

- 1) вихревое движение пульпы при перемешивании, при этом в центре вихрей давление всегда понижается;
- 2) понижение давления за лопастями быстро вращающейся мешалки;
- 3) подъем пульпы из нижней зоны флотомашины в верхнюю;
- 4) создание вакуума над поверхностью пульпы при вакуумной флотации.

При этом пузырьки воздуха легче всего образуются на поверхности гидрофобных частиц, т. е. одновременно с их возникновением происходит процесс минерализации. Образовавшиеся пузырьки воздуха вследствие интенсивного перемешивания суспензии всплывают вверх по сложной траектории, многократно сталкиваясь с твердыми частицами. При столкновениях гидрофобные частицы прилипают к поверхности пузырьков и выносятся ими на поверхность пульпы. Крупность пузырьков воздуха, находящихся во флотационной пульпе, изменяется в широких пределах в зависимости от способа аэрации. При этом их распределение по крупности подобно ситовому анализу измельченной руды. Кривая распределения по размерам имеет четко выраженный максимум. Так, во флотомашинах механического типа при оптимальном расходе пенообразователей кривая распределения пузырьков по размерам имеет вид, представленный на рис. 6.11.

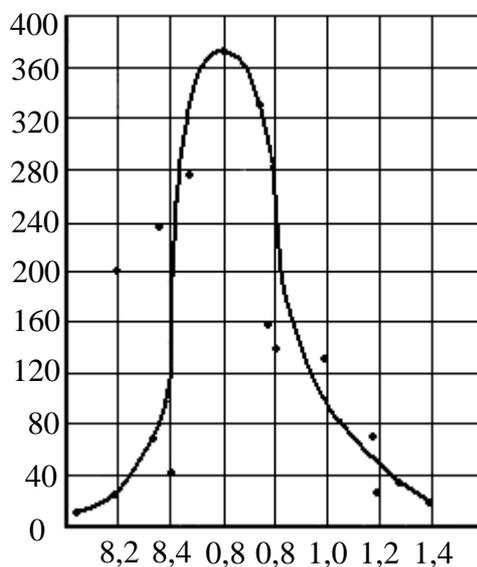


Рис 6.11. Кривая распределения пузырьков по размерам

Основная масса пузырьков имеет диаметр от 0,8 до 1 мм. Во флотационных машинах пневматического типа средний размер пузырьков составляет 2,5–4 мм. Эти данные получены с помощью киносъемки с использованием перископа. Процесс аэрации пульпы чрезвычайно важен, так как именно он определяет скорость флотации, его технологические показатели и производительность флотационных машин. Таким образом, во флотационных машинах в пульпу должно вводиться большое количество воздуха и он должен диспергироваться на мелкие пузырьки для уменьшения скорости всплывания.

6.5. Классификация флотационных машин

По способу аэрации пульпы промышленные флотационные машины подразделяются на 4 типа:

1) механические флотационные машины. В них подача воздуха в пульпу осуществляется путем засасывания за счет разрежения создаваемого при вращении импеллера и выброса пульпы через лопасти статора в объем флотационной машины, а диспергирование пузырьков воздуха происходит в результате интенсивного перемешивания пульпы с воздухом с помощью мешалок импеллеров различной конструкции;

2) пневматические флотационные машины. В них подача воздуха в пульпу осуществляется вдуванием через трубки с малыми отверстиями, а диспергирование – за счет уменьшения отверстий и интенсивной циркуляции пульпы;

3) пневмомеханические. В них аэрация пульпы осуществляется сочетанием механического и пневматического способов;

4) машины с понижением давления (вакуумные). В них аэрация пульпы осуществляется за счет выделения растворенных газов из раствора при понижении давления.

Из всех этих машин наибольшее применение получили механические и пневматические.

6.5.1. Механическая флотационная машина системы «Механобр». На рис. 6.12 представлена флотационная машина «Механобр», которая состоит из нескольких камер прямоугольного сечения 1 соединенных друг с другом. С одной стороны к корпусу камеры присоединяется загрузочный карман 2, куда подается флотационная пульпа, обработанная флотационными реагентами.

3

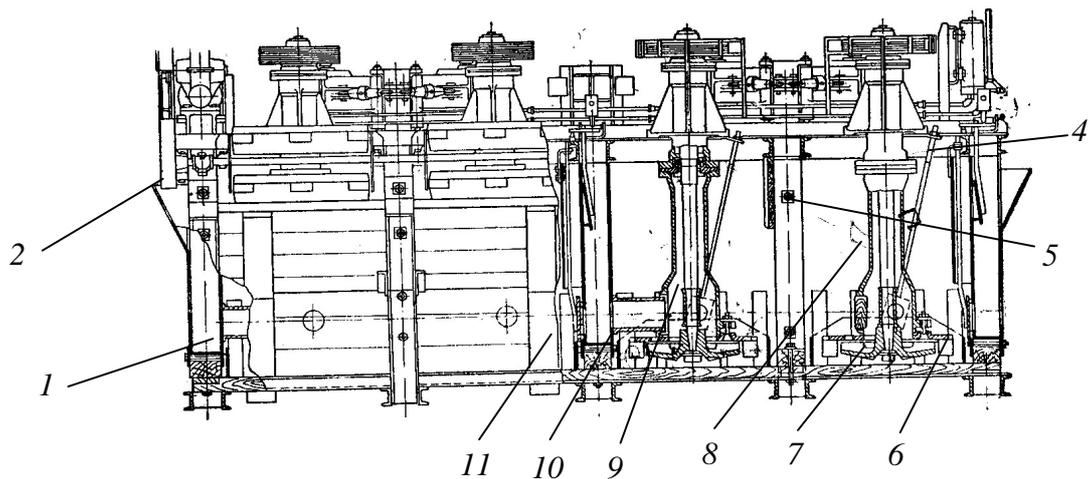


Рис. 6.12. Флотационная машина механического типа конструкции «Механобр»:
 1 – камера машины; 2 – загрузочный карман; 3 – клиноременная передача;
 4 – труба для подачи воздуха; 5 – циркуляционные отверстия; 6 – статор;
 7 – импеллер; 8 – центральная труба; 9 – вал импеллера; 10 – патрубок
 для подачи пульпы в импеллер; 11 – разгрузочное отверстие для хвостов

На другой стороне камеры имеется разгрузочное отверстие 11 для вывода хвостов или промежуточных продуктов. Загрузочный карман с помощью патрубка 10 соединяется с центральной трубой аэратора 8. Аэратор состоит из импеллера 7, представляющую собой лопастную мешалку, которая приводится во вращение с помощью вала 9 от клиноременной передачи 3. Вал импеллера размещается в центральной тру-
 бе 8, верхняя часть которой герметически соединена с корпусом подшипника. Нижняя часть трубы представляет собой расширяющийся стакан, к которому присоединяется диск статора. К диску статора привариваются лопасти под углом 60° (рис. 6.13). Диск статора неподвижен, а импеллер вращается с большой скоростью. В результате этого пульпа из загрузочной камеры 10 с помощью соединительного патрубка поступает на лопасти импеллера и выбрасывается ими через зазоры между лопастями статора в объем флотационной машины с большой скоростью. В результате этого в центральной трубе аэратора создается разрежение, благодаря чему в нее через воздушную трубу 4 засасывается воздух, который смешивается с пульпой и при перемешивании интенсивно диспергируется в объеме пульпы на мелкие пузырьки, которые попадают в объем пульпы, минерализуются в ней за счет прилипания гидрофобных частиц и всплывают на поверхность, образуя слой минерализованной пены, которая удаляется с поверхности

пульпы в желоба, расположенные на корпусе камеры, откуда подается на обезвоживание.

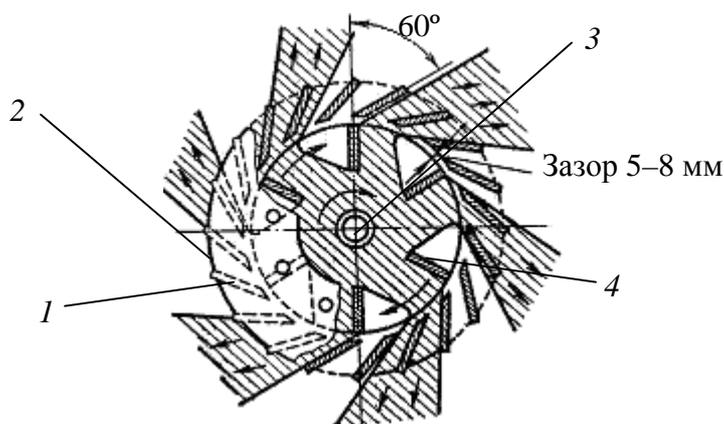


Рис. 6.13. Схема установки лопастей статора:
1 – лопасти статора; 2 – диск статора; 3 – вал;
4 – лопасти импеллера

Для циркуляции пульпы в диске статора имеются отверстия 5, через которые часть пульпы поступает из объема камеры на периферическую часть импеллера. Выбрасываемая импеллером пульпа направляющими пластинами статора выводится так, что непосредственно вокруг импеллера не образуются сильные вихревые потоки, препятствующие ее выбрасыванию импеллером. Таким способом достигается высокая производительность импеллера по пульпе и обеспечивается большое количество засасываемого воздуха. В пространстве за статором создаются мелкие вихревые потоки пульпы, в которых происходит диспергирование воздуха на мелкие пузырьки. Статор настолько гасит крупные вихри, что верхняя часть пульпы остается достаточно спокойной без установки успокоительных решеток.

Для определения размеров флотационных машин необходимо знать скорость флотации, чтобы установить время пребывания пульпы во флотомашине. Скорость флотации характеризуется временем, необходимым для достижения определенной степени извлечения. Это время устанавливают в лабораторных условиях на основании результатов дробной флотации, при которой пенный продукт снимается отдельными порциями в течение разных отрезков времени в отдельные сосуды и затем определяется вес полученных порций концентрата и содержание в них полезного минерала. По полученным

данным строят кривую зависимости степени извлечения от времени флотации (рис. 6.14).

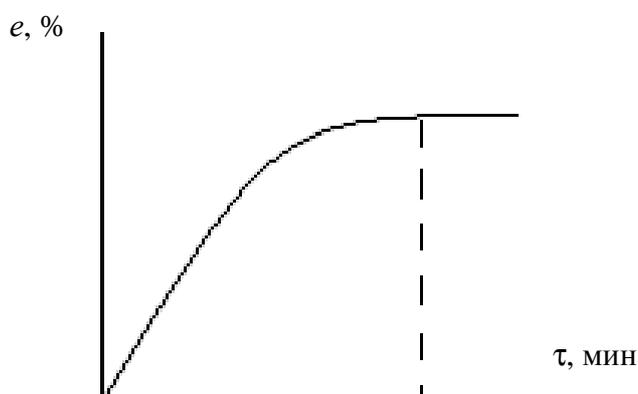


Рис. 6.14. Зависимость степени извлечения от времени флотации

Таким образом, определяется время пребывания пульпы во флотационной машине. Зная объем перерабатываемой пульпы и время флотации, рассчитывают размер флотационных машин и число камер в ней.

Флотационная машина собирается из нескольких секций в зависимости от производительности и схемы флотации. Техническая характеристика флотационных машин системы «Механобр» приведена в табл. 6.3.

Таблица 6.3

Техническая характеристика флотационных машин системы «Механобр»

| Показатель | Тип машины и условное обозначение | | | | |
|--|-----------------------------------|-----------|-------------|-------------|-------------|
| | ФМР-2М-1 | ФМР-4М-3 | ФМР-10М-5 | ФМР-250М-6 | ФМР-630М-7 |
| Сечение камеры, мм | 500 × 500 | 700 × 700 | 1100 × 1100 | 1750 × 1600 | 2200 × 2200 |
| Глубина камеры, мм | 550 | 700 | 1000 | 1100 | 1200 |
| Объем камеры, м ³ | 0,14 | 0,35 | 1,3 | 2,5 | 6,2 |
| Диаметр импеллера, мм | 200 | 300 | 500 | 600 | 750 |
| Число оборотов, об/мин | 600 | 470 | 330 | 280 | 240 |
| Количество засасываемого воздуха, м ³ | 0,25 | 0,5 | 1,0 | 2,5 | 7-9 |
| Мощность | 1,7 | 1,5 | 4,5 | 10,0 | 20,0 |

| | | | | | |
|--|-----------|---------|---------|---------|------|
| электродвигателя, кВт | | | | | |
| Производительность по пульпе, м ³ /мин | 0,15–0,25 | 0,4–0,6 | 1,5–2,5 | 3,5–6,0 | 7–12 |

Наряду с флотационными машинами системы «Механобр» в промышленности применяют флотомашину со стержневым ротором и статором. Она состоит из ряда камер круглого или квадратного сечения. Основное отличие этих машин заключается в устройстве аэратора. Аэратор в этих машинах состоит из вращающегося стержневого ротора и неподвижного стержневого статора. При вращении ротора пульпа выбрасывается вместе с воздухом через зазор между стержнями ротора, благодаря чему достигается диспергирование пузырьков воздуха.

В процессе флотации на поверхности пульпы создается слой минерализованной пены. Для выделения концентрата эта пена должна удаляться с поверхности пульпы с определенной скоростью. Скорость удаления пены регулируется изменением уровня пульпы в камере и скоростью вращения гребков, перемещающих пену за борт камеры.

Для удаления пены в верхней части камеры устанавливают вращающиеся гребки различной конструкции. При вращении гребков пена удаляется в желоб с поверхности камеры, прилегающей к ней слою пены с более удаленных участков камеры перемещается самотеком на освободившееся место. Скорость удаления пены регулируется изменением числа оборотов вала.

6.5.2. Флотационные машины пневматического типа. Схема флотационной машины пневматического типа приведена на рис. 6.15.

Флотационная машина состоит из удлиненной пирамидальной ванны 7. Вдоль всей ванны установлены перегородки 8, не достигающие до дна ванны. Пространство между этими перегородками называется аэрационным. Над аэрационным пространством расположена труба-ресивер 2, в которую подается сжатый воздух. От ресивера вниз идут ряд параллельных патрубков 4, оканчивающихся наконечниками.

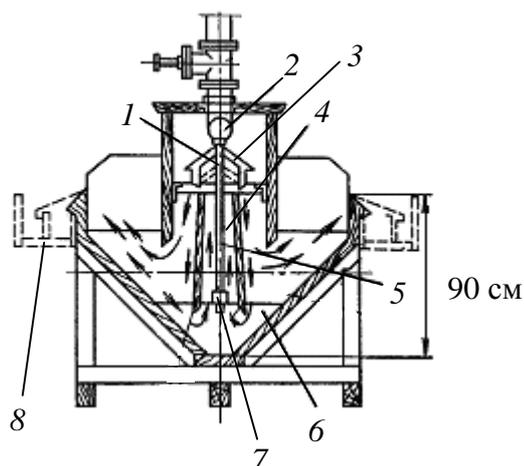


Рис. 6.15. Флотационная машина пневматического типа:

- 1 – аэрационное отделение;
2 – труба-ресивер; 3 – колпак;
4 – перегородки; 5 – флотационное отделение; 6 – корпус камеры;
7 – патрубок для аэрации пульпы;
8 – желоба для сбора пены

Над аэрационным отделением установлен колпак 3.

Флотационная машина действует следующим образом. Пульпа, подготовленная к флотации, поступает через загрузочную камеру в нижнюю часть ванны. Подаваемый по патрубкам 7 воздух выходит из отверстий наконечника в виде струи, которая распадается на отдельные пузырьки. Пузырьки воздуха в аэрационном отделении поднимаются вверх и захватывают пульпу. Таким образом, в аэрационном отделении пульпа совместно с пузырьками воздуха поднимается вверх. На выходе из аэрационного отделения пульпа попадает в колпак 3 и направление ее движения изменяется. В верхней части флотомшины происходит разделение пенного слоя и пульпы. Основное диспергирование воздуха происходит при двукратном изменении направления движения пульпы. Минерализованные пузырьки воздуха образуют обильную легкоподвижную пену, которая самотеком стекает в желоба, установленные с двух сторон камеры. Пульпа в боковых отделениях освобождается от пузырьков воздуха и снова поступает в нижнюю часть аэрационного отделения и таким образом многократно циркулирует в вертикальной плоскости, одновременно перемещаясь по длине ванны к разгрузочному концу, так как она вытесняется вновь поступающей в разгрузочную часть пульпой. Таким образом, пульпа движется по длине машины по двум спиральным траекториям. Эти спирали соприкасаются друг с другом в аэрационном отделении.

Длина камер может изменяться от 3 до 16,5 м. Диаметр патрубков – от 13 до 25 мм. Расстояние между патрубками составляет от 85 до 150 мм. Глубина камеры – от 0,9 до 3,5 м. В этих машинах аэрация и перемешивание пульпы происходит за счет подачи сжатого воздуха. Дробление воздуха на пузырьки осуществляется за счет механического воздействия пульпы на пузырьки при двукратном изменении направления движения пульпы. Конструкция машины очень проста: в ней отсутствуют движущиеся детали, привод и т. д. Расход энергии на обогащение в 2 раза ниже, чем в механических машинах. Однако эти машины не могут быть использованы для крупнозернистой флотации.

6.5.3. Колонная пневматическая флотационная машина. Для увеличения интенсивности аэрации суспензии предложена конструкция колонной флотационной машины (рис. 6.16).

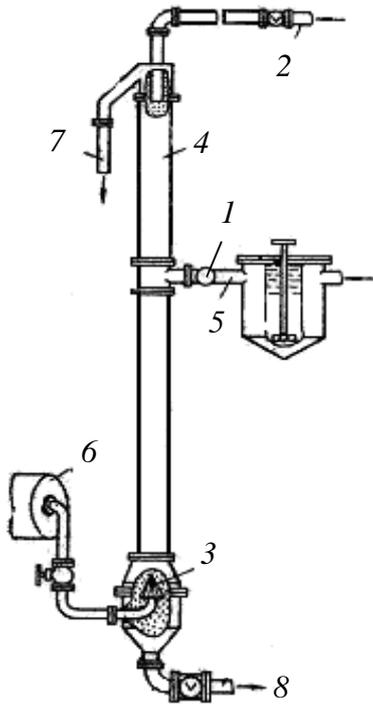


Рис. 6.16. Колонная флотационная машина:
 1 – подача пульпы в колонну;
 2 – подача промывной воды;
 3 – аэратор (диффузор);
 4 – корпус колонной машины;
 5 – мешалка пульпы;
 6 – подача сжатого воздуха;
 7 – выпуск пенного продукта;
 8 – выпуск хвостов

Колонная машина состоит из цилиндрического корпуса диаметром 1 м и высотой 7–9 м. Исходная пульпа, обработанная флотационными реагентами, из мешалки 5 подается в среднюю часть колонны. Аэрация пульпы осуществляется путем подачи сжатого воздуха в нижнюю часть колонны. Для диспергации воздуха применяют аэраторы различных конструкций с мелкими отверстиями, например резиновые трубки с наколотыми отверстиями или перфорированные конуса. В колонне осуществляется противоток падающих частиц и всплывающих пузырьков воздуха. Вследствие большой высоты колонны пузырьки воздуха сталкиваются с частицами минералов гораздо чаще, чем в машинах других конструкций. Вследствие интенсивной аэрации в верхней части колонны образуется мощный пенный слой, занимающий 1/3 высоты колонны. Для повышения избирательности флотации путем вторичной концентрации пену орошают водой. При этом гидрофильные частицы вымываются из пены и тонут. Пенный продукт (концентрат) выводится

из верхней части колонны, а хвосты – из нижней части через специальные штуцеры. Для повышения стабильности работы колонных машин необходимо поддерживать в ней постоянный уровень пульпы и давление воздуха в аэраторе. За счет автоматического регулирования расхода пульпы и воздуха. Удельная производительность колонных машин в 5–8 раз выше, чем механических машин системы «Механобр».

6.5.4. Флотационная машина для пенной сепарации. Принципиальная схема флотационной машины пенной сепарации приведена на рис. 6.17.

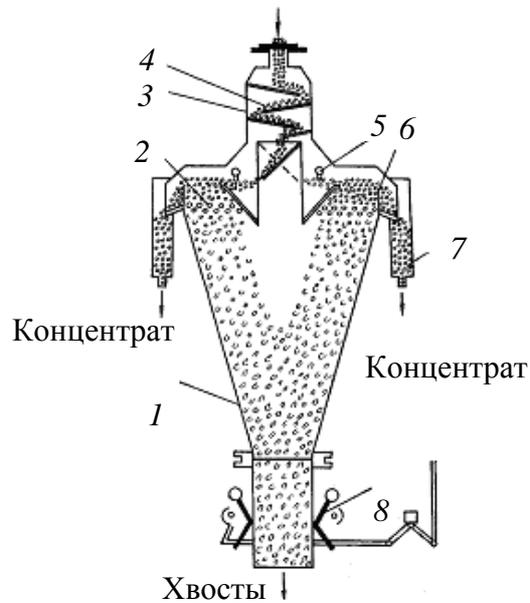


Рис. 6.17. Принципиальная схема флотационной машины пенной сепарации:

- 1 – корпус машины; 2 – аэратор;
- 3 – загрузочное устройство пульпы;
- 4 – наклонные деки; 5 – сопла;
- 6 – пенный порог; 7 – желоба;
- 8 – шланговый затвор

Флотационная машина состоит из конической камеры 1, в верхней части которой расположено загрузочное устройство 3, изготовленное в виде желобчатого делителя типа делителя Джонса. С помощью этого устройства флотационная пульпа равномерно распределяется по всей длине машины и подается на слой пены. Аэрация пульпы осуществляется путем подачи сжатого воздуха в перфорированные трубки, погруженные в пульпу на глубину 150–200 мм. С помощью трубчатых резиновых аэраторов 2 в присутствии пенообразователя создается слой устойчивой пены. При этом гидрофобные частицы прилипают к пузырькам воздуха и удерживаются в пенном слое, а гидрофильные частицы проскакивают через пенный слой и тонут. Пенный продукт непрерывно выводится из камеры через пенные пороги 6 в желоба 7, а хвосты выводятся из нижней части камеры через разгрузочный штуцер. Такие машины позволяют осуществлять флотацию крупнозернистых минералов. В них успешно флотируются частицы минералов с размером от 2 до 4 мм. Это связано с тем, что частицы минералов попадают

непосредственно в пену, а не в объем пульпы, в связи с чем резко уменьшаются отрывающие инерционные силы, так как интенсивность перемешивания в пенном слое намного меньше, чем в объеме пульпы.

6.5.5. Пневмомеханические флотационные машины. Принципиальная схема пневматической флотационной машины приведена на рис. 6.18.

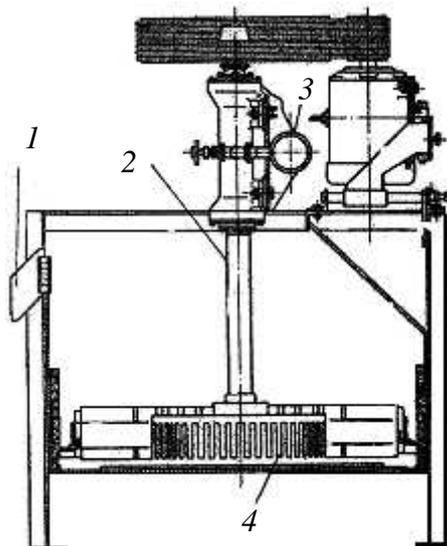


Рис 6.18. Принципиальная схема пневмомеханической флотационной машины:
1 – переливной порог; 2 – вал импеллера; 3 – труба для подачи сжатого воздуха; 4 – пальцевый импеллер

Пневмомеханические машины по устройству и принципу действия во многом аналогичны механическим машинам. Их отличие заключается только в устройстве импеллера и способа подачи воздуха. В этих машинах используются только пальцевые импеллеры 4, закрепленные на полем валу 2. Для повышения интенсивности аэрации суспензии воздух нагнетается воздуходувкой в полый вал и диспергируется при вращении пальцевого импеллера при истечении через отверстие между пальцами. Статор-успокоитель так же, как и в механических машинах, состоит из неподвижного диска, на котором закреплены вертикальные пластины под углом 60° . При вращении ротора пульпа выбрасывается в объем машины через зазоры между пластинами. Такие машины имеют возможность гибкой регулировки

расхода воздуха в каждой камере, они более просты и имеют высокую производительность по сравнению с механическими машинами. Скорость флотации возрастает на 40%, а энергетические затраты снижаются на 44%. На базе таких машин созданы машины кипящего слоя, в которых установлены решетки с живым сечением 15–20%. Пульпа поступает на колонную решетку, через отверстия в которой барботируют пузырьки воздуха, затем нефлотированный материал поступает на горизонтальную решетку, при этом крупные частицы захватываются пузырьками воздуха и выносятся в пену, а гидрофильные частицы переходят в камерный продукт. Такие машины позволяют осуществлять флотацию крупнозернистого сильвина с размером частиц $-3 \dots +0,8$ мм. Они испытаны на РУП «ПО «Беларуськалий» и ПО «Уралкалий». Однако при крупнозернистой флотации не достигается полное раскрытие минералов сильвина и галита, поэтому качество концентрата ухудшается, а извлечение полезного компонента падает. В связи с этим на калийных предприятиях крупнозернистая флотация не применяется. Но ведутся настойчивые исследования по флотации закрупненных руд.

Во флотационных машинах с пониженным давлением аэрация суспензии осуществляется только за счет пузырьков растворенного воздуха, выделяющихся из суспензии при снижении давления. Эти машины должны быть герметичными. Снижение давления над суспензией осуществляется путем откачки воздуха вакуум-насосом. Такие машины имеют малую производительность и используются главным образом для очистки сточных вод от мелких взвесей.

6.6. Технология флотационного обогащения руд

Процесс флотационного обогащения руд складывается из следующих стадий:

- 1) дробление руды;
- 2) измельчение руды;
- 3) обработка пульпы флотационными реагентами;
- 4) флотация;
- 5) обезвоживание концентрата и хвостов;
- 6) сушка концентрата.

Эффективность флотационного процесса зависит от многих факторов – минералогического состава руды, гранулометрического состава твердой фазы, плотности и температуры пульпы, состава воды, реагентного режима, конструкции флотомашин, схемы флотации и др.

6.6.1. Минералогический состав руды. Определяющее влияние на процесс флотационного обогащения оказывает минералогический состав руды, характер срастания минералов и их флотационные свойства. По флотационным свойствам природные минералы подразделяются на несколько групп (табл. 6).

Таблица 6.4

Флотационные свойства природных минералов

| Группа | Минералы | Флотационные свойства | Характерные реагенты-собиратели |
|--|---|---|---|
| Аполярные неметаллические минералы | Графит, самородная сера, тальк, битуминозные угли | Обладают природной гидрофобностью, частично флотируются без собирателя | Аполярные реагенты, масла, керосин и др. |
| Сульфиды тяжелых металлов и самородные металлы | Сульфиды меди, свинца, цинка, сурьмы, молибдена и др., самородные металлы | Относительно гидрофобны, легко окисляются кислородом | Ксантогенаты |
| Окисленные минералы тяжелых металлов | Карбонаты, сульфаты меди, цинка и др. | Гидрофильны, взаимодействуют с сернистым натрием, при этом поверхность покрывается сульфидной пленкой | Ксантогенаты после сульфидизации сернистым натрием, жирные кислоты и мыла |
| Солеобразные минералы щелочноземельных металлов (Ca, Mg, Ba, Sr) | Кальцит, барит, апатит, флюорит, магнезит, фосфаты и др. | Гидрофильны | Жирные кислоты или мыла |
| Оксиды, силикаты, алюмосиликаты | Кварц, слюда, полевые шпаты и др. | Гидрофильны | Жирные кислоты и их мыла, катионные собиратели |
| Растворимые соли щелочных и щелочноземельных металлов | Гипс, галит, сильвин, лангбенит | Гидрофильны | Катионные собиратели |

Пользуясь этой классификацией и изучив химический и минералогический состав руды, можно целенаправленно подбирать

флотационные реагенты для обогащения руд, т. е. выделения в пенный продукт тех или иных минералов.

6.6.2. Крупность, измельчение. Вторым важнейшим фактором, определяющим эффективность флотационного обогащения, является крупность исходного материала и степень раскрытия сростков. Для разделения различных минералов при флотации должны быть разрушены сростки различных минералов, т. е. минералы должны быть «раскрыты», что достигается измельчением руды. Целью измельчения является разделение сростков отдельных минералов и доведение крупности частиц до таких размеров, при которых достигается прочное закрепление частиц на воздушных пузырьках. Крупные частицы минералов легко отрываются от воздушных пузырьков и переходят в хвосты. Таким образом, верхний предел крупности частиц при измельчении руды определяется прочностью прилипания к воздушным пузырькам. Нижний предел крупности измельчения определяется характером срастания минералов друг с другом. Степень раскрытия сростков возрастает с увеличением степени измельчения руды, т. е. чем меньше частицы, тем больше степень раскрытия сростков.

Однако при тонком измельчении в пульпе появляется большое количество тонких шламов, которые ухудшают флотацию за счет уменьшения скорости и избирательности флотации и увеличения расхода реагентов. Поэтому оптимальная степень измельчения руды при флотационном обогащении определяется опытным путем на основании лабораторных исследований. Оптимальная степень измельчения руды перед флотацией должна обеспечивать:

- полное раскрытие сростков минералов для получения кондиционных концентратов и отвальных хвостов, что устанавливается кристаллооптическим анализом;

- отсутствие крупных частиц, флотация которых невозможна из-за их больших размеров;

- минимальное количество тонких шламов, так как они ухудшают флотацию.

При выборе оптимальной степени измельчения стремятся обойтись возможно более крупным измельчением руды, поскольку при этом облегчается сгущение и фильтрация концентрата, снижаются затраты на сушку, повышается производительность мельниц. С этой целью применяют замкнутые схемы измельчения, включающие операции предварительной и поверочной классификации, а также

регулируют работу мельниц путем изменения шаровой загрузки, применяя шары различных размеров или стержни.

6.6.3. Плотность пульпы. Плотность пульпы при флотационном обогащении характеризуется соотношением между твердой и жидкой фазами. Это соотношение определяется двумя способами:

1) содержанием твердой фазы в пульпе в массовых процентах:

$$P = T / (T + Ж)100,$$

где Т – вес твердого в единице объема пульпы; Ж – вес воды в том же объеме; Т + Ж – вес единицы объема пульпы;

2) отношением веса твердого к весу жидкого в пульпе (Т : Ж) или веса жидкого к весу твердого (Ж : Т = R).

Плотность пульпы оказывает разностороннее влияние на флотацию. С увеличением плотности пульпы уменьшается ее объем, что приводит к уменьшению размера флотационных машин и к повышению концентрации флотореагентов. С этих точек зрения целесообразно подвергать флотации пульпу максимальной плотности. Однако при чрезмерном увеличении плотности пульпы возрастает ее вязкость и резко снижается аэрированность пульпы, что приводит к уменьшению степени извлечения концентрата. Поэтому оптимальную плотность пульпы определяют экспериментально для каждого вида руды.

При флотации сульфидных руд содержание твердого в пульпе колеблется от 25 до 35%. На стадии перечистки концентрата содержание твердого в пульпе уменьшается до 20%.

6.6.4. Состав жидкой фазы пульпы. Флотационное обогащение руд осуществляется в водной среде. Однако природные воды содержат большое количество растворенных веществ и в них всегда присутствуют в тех или иных количествах ионы Cl^- , SO_4^{2-} , HCO_3^- , CO_3^{2-} , Na^+ , K^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , Fe^{3+} и др. Кроме того, минералы, содержащиеся в руде, частично растворяются в ней, в результате чего концентрация растворенных веществ в воде понижается и изменяется рН среды.

Растворенные соли оказывают существенное влияние на флотацию за счет того, что растворенные ионы адсорбируются на поверхности минералов, изменяют ее заряд и флотационные свойства. Кроме того, растворенные ионы вступают во взаимодействие с собирателями и повышают их расход. Так, ионы кальция, магния и другие образуют с жирными кислотами нерастворимые соли, в результате чего расход

флотореагентов растет. Для подавления отрицательного влияния растворенных ионов в состав суспензии вводят специальные реагенты, которые связывают их в нерастворимые соли. Сода и щелочи осаждают ионы кальция, магния, железа, меди и др.

6.6.5. Реагентный режим. Под реагентным режимом флотации понимают ассортимент применяемых реагентов, их расход, порядок подачи в процесс и время контакта с пульпой.

Подача реагентов в процесс осуществляется в следующей последовательности. Вначале в пульпу вводят реагенты-регуляторы, затем собиратели и в последнюю очередь пенообразователи. При необходимости длительного контакта с минералами реагенты-регуляторы подаются в специальные контактные чаны или насосы, подающие пульпу в эти чаны.

Для реагентов-собирателей требуется время контакта с пульпой в течении нескольких минут. Поэтому они подаются в дополнительные контактные чаны, т. е. устанавливаются последовательно два контактных чана. Часто осуществляется дробная подача реагентов: часть вводится в контактный чан, а вторая часть во флотомашину.

Реагенты-пенообразователи вводятся в пульпу после собирателей непосредственно во флотомашину. Время их контакта с пульпой составляет 1–2 мин. Количество поступающей во флотационные машины пульпы и ее плотность должны быть постоянными, чтобы обеспечить оптимальное время флотации, что достигается автоматическим регулированием расхода пульпы и ее плотности.

6.7. Схемы флотации

В практических условиях за одну операцию флотации, как правило, не удается получить готовый кондиционный концентрат и отвальные хвосты. Это связано с тем, что флотационные свойства минералов часто бывают довольно близкими, поэтому невозможно добиться высокой избирательности процесса. Кроме того, при измельчении руд невозможно добиться полного раскрытия сростков минералов, поэтому при флотации получают не два, а несколько продуктов обогащения – бедные концентраты, богатые хвосты и промежуточные продукты. Для получения кондиционных концентратов

и хвостов возникает необходимость в дополнительном измельчении отдельных продуктов для более полного раскрытия сростков и повторной флотации.

Поэтому для полного разделения минералов приходится применять несколько операций флотации с подачей отдельных продуктов из одной операции в другую. Сочетание отдельных операций флотации называется схемой флотации.

В настоящее время приняты следующие наименования отдельных операций флотации:

1) основной флотацией называется начальная операция, в которой получают первичные концентраты и хвосты, которые не отвечают требованиям на кондиционные продукты;

2) перечистными флотациями называются операции, в которых первичные концентраты подвергаются повторной флотации для повышения качества концентратов;

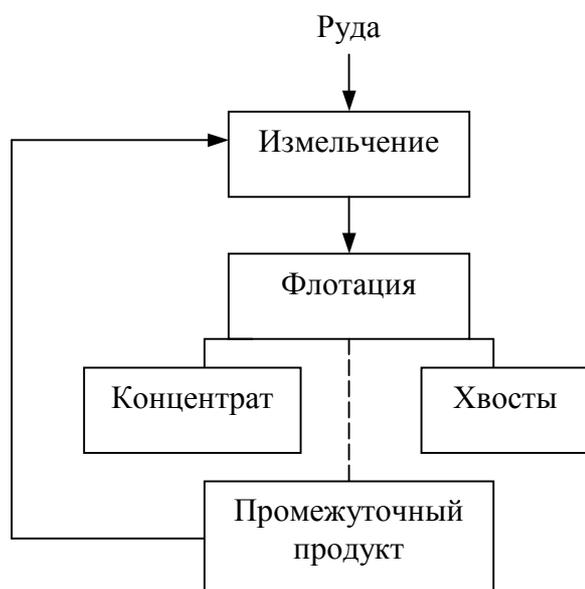
3) контрольной флотацией называются операции повторной флотации хвостов первичной флотации для уменьшения содержания полезного минерала в них.

Применяемые схемы обогащения отличаются друг от друга по числу стадий и циклов обогащения, а также перечистных и очистных операций в отдельных стадиях или циклах.

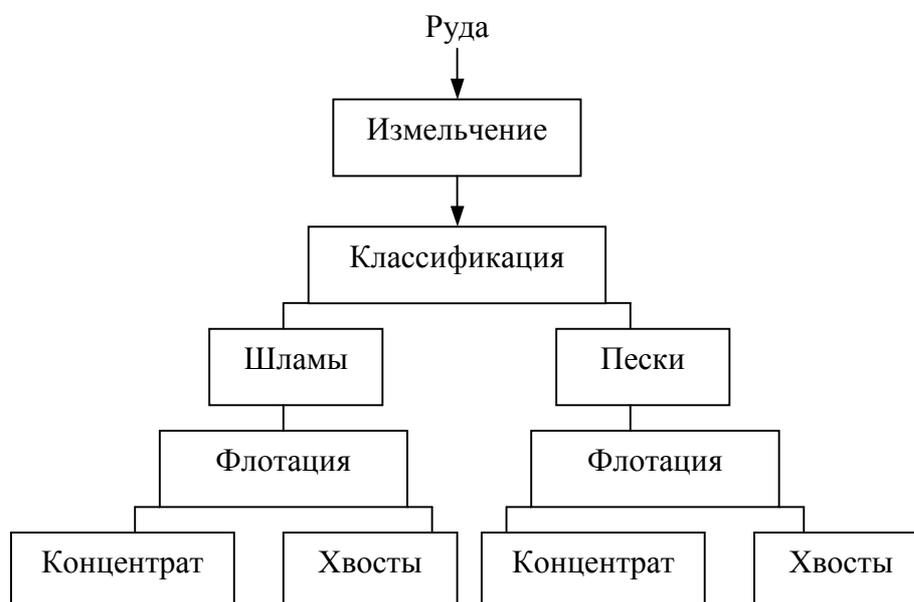
Стадией называется часть схемы, включающая в себя одну операцию измельчения руды и следующую за ней группу операций флотации. По количеству стадий различают одно-, двух- и трехстадиальные схемы флотации.

Одностадиальные схемы флотации могут быть оформлены в нескольких вариантах:

1.



2.



Одностадиальные схемы флотации применяются для обогащения монометаллических руд с крупной вкрапленностью полезных минералов. Причем первый вариант схемы применяется для обогащения крупновкрапленных руд, не склонных к ошломованию при измельчении. В этом случае кондиционные концентраты и отвальные хвосты могут быть получены за одну стадию при флотации грубоизмельченной руды, в которой тонкие шламы отсутствуют. Однако вследствие неполного раскрытия сростков при грубом измельчении в этих схемах может образоваться промежуточный продукт, который возвращается на первую стадию измельчение и повторную флотацию.

Если крупновкрапленная руда легко переизмельчается с образованием тонких шламов, то такую руду после измельчения подвергают классификации с выделением шламов и песков, которые подвергают отдельной флотации, так как при совместной флотации тонкие шламы будут резко ухудшать флотирруемость крупных зерен.

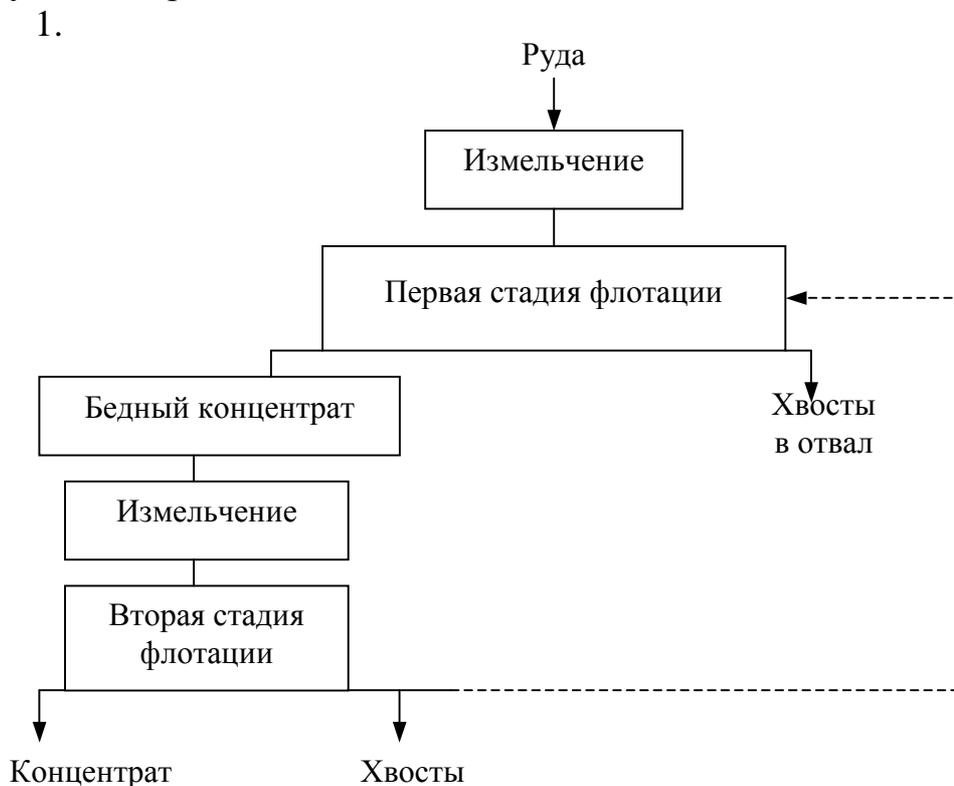
Для обогащения руд, обладающих мелкой и неравномерной вкрапленностью минералов, применяют двух- и трехстадиальные схемы обогащения. Число стадий обогащения зависит от характера

вкрапленности минералов и их склонности к ошламованию при измельчении.

При выборе числа стадий обогащения необходимо стремиться к тому, чтобы извлекать полезные минералы в концентрат и удалять пустую породу в хвосты по возможности в крупном виде, т. е. снизить затраты на измельчение, руководствуясь принципом «не дробить ничего лишнего». При грубом измельчении руды часть полезного минерала остается в сростках. Эти сростки могут находиться в концентрате, в хвостах или выделяться в самостоятельный промежуточный продукт, т. е. в результате флотации будут получаться бедный концентрат, богатые хвосты или промежуточный продукт. Для получения кондиционных концентратов и хвостов все эти продукты должны быть подвергнуты повторному измельчению и флотации, т. е. процесс флотации при этом должен осуществляться в две стадии.

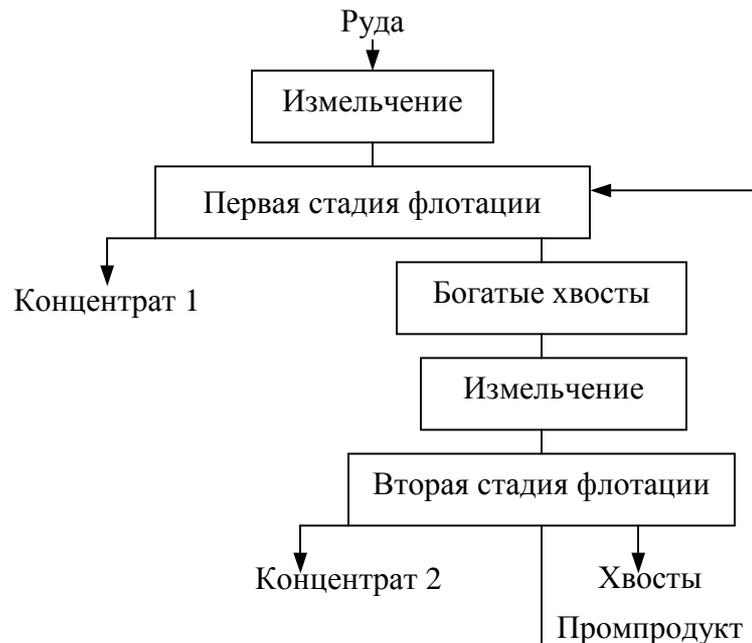
При этом расход энергии на доизмельчение этих продуктов будет значительно меньше, чем на измельчение всей руды, так как масса этих продуктов значительно меньше, чем масса всей руды. Кроме того, при такой организации процесса будет уменьшаться переизмельчение руды и образование тонких шламов.

Двухстадиальные схемы флотации могут быть оформлены в следующих вариантах:



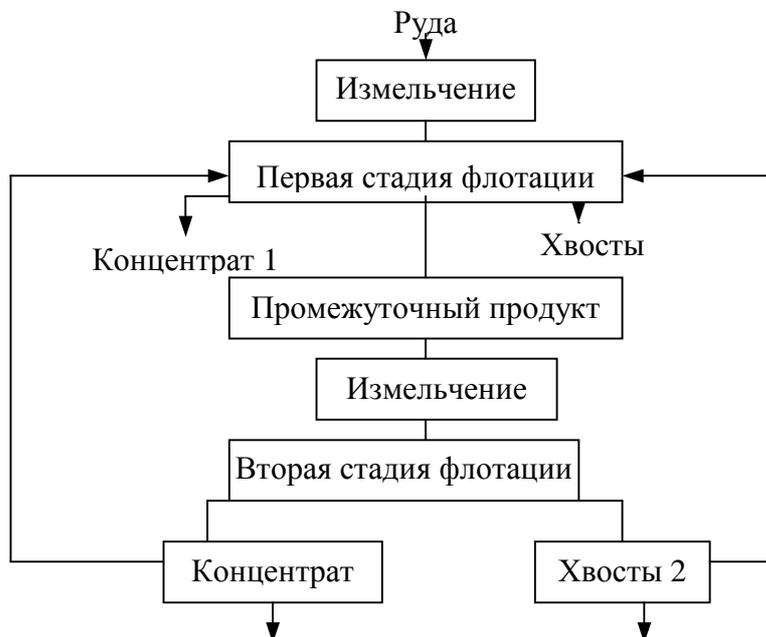
В этой схеме сродстки собираются в бедном концентрате после первой стадии флотации, поэтому бедный концентрат подвергается дополнительному измельчению и повторной флотации. Хвосты после повторной флотации могут возвращаться для перечистки на основную флотацию.

2.



В этой схеме сродстки концентрируются в хвостах первой стадии флотации, поэтому богатые хвосты подвергаются дополнительному измельчению и повторной флотации, в результате разрушения на второй стадии флотации образуются концентрат 2, кондиционные хвосты и промпродукт, который подается на первую стадию флотации.

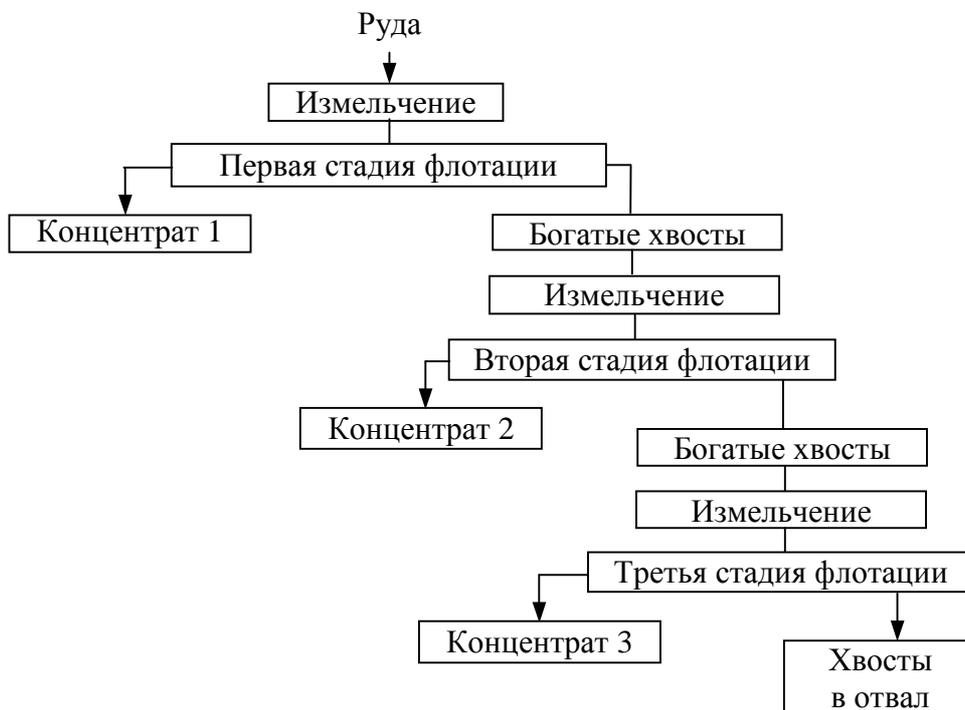
3.



В этой схеме сростки концентрируются в промежуточном продукте после первой стадии флотации, поэтому промышленный продукт подвергается дополнительному измельчению и повторной флотации, после которой образуется второй концентрат и хвосты. Если они не соответствуют требованиям на кондиционные продукты, то возвращаются на перемол в первую стадию флотации.

Эти схемы могут дополняться операциями перемол концентратов и контрольной флотации хвостов.

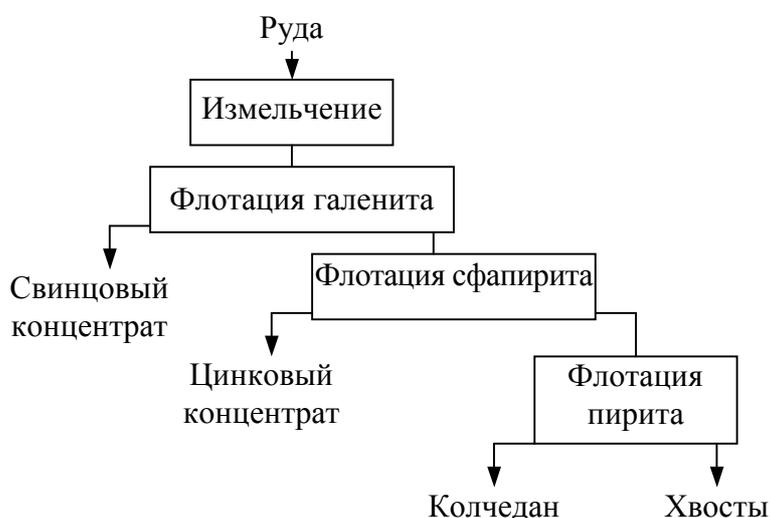
Для обогащения руд с неравномерной и сложной вкрапленностью применяются трехстадиальные схемы флотации. Они чрезвычайно разнообразны и состоят из различных сочетаний одно- и двухстадиальных схем. В качестве примера рассмотрим один из вариантов трехстадиальной схемы флотации.



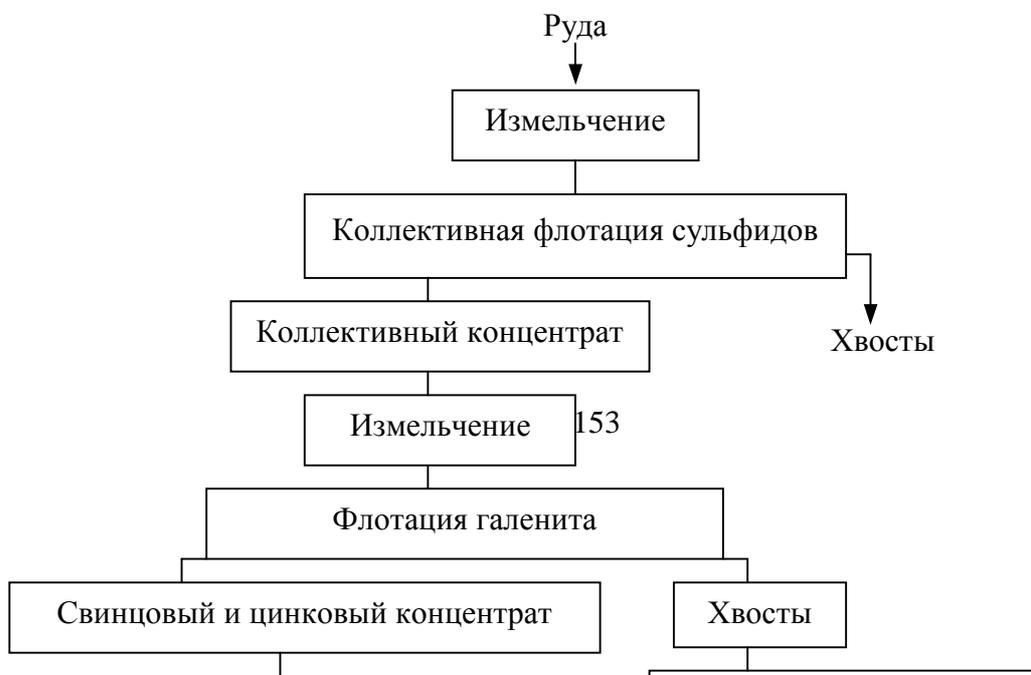
При обогащении полиметаллических руд процесс флотации проводят с получением нескольких концентратов. При этом в

зависимости от последовательности выделения полезных компонентов различают коллективную, последовательно селективную и коллективно-селективную флотацию. При коллективной флотации получают концентрат, который содержит несколько полезных компонентов. Так, например, при флотации полиметаллических сульфидных руд с помощью ксантогенатов в концентрат переходят все сульфидные минералы, а несulfидные остаются в камерном продукте.

При последовательно-селективной флотации из руды последовательно выделяют отдельные полученные компоненты с использованием различных собирателей и регуляторов, причем вначале выделяют легкофлотирующиеся минералы, а затем труднофлотирующиеся, например:



При коллективно-селективной флотации вначале в пенный продукт выделяют несколько полезных минералов, которые затем разделяют друг от друга в отдельных операциях флотации с предварительным измельчением промежуточных концентратов, например:



Применение коллективно-селективной флотации целесообразно в том случае, если полезные минералы тонко вкраплены один в другой, но их сростки крупно вкраплены в пустую породу, составляющую большую часть руды.

После первой стадии измельчения при флотации отделяется основная масса пустой породы.

Затем сростки сульфидных минералов измельчаются и разделяются в последующих операциях флотации на отдельные минералы подбором соответствующих флотационных реагентов.

ГЛАВА 7. ОБОГАЩЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

В качестве химического сырья используются природные руды, которые применяются для производства крупнотаннажной химической продукции – минеральных кислот, солей и удобрений. Важнейшими из этих руд являются природные фосфаты – апатиты и фосфориты, которые используются для производства элементарного фосфора, фосфорной кислоты, фосфорных и комплексных удобрений, серные руды, используемые для производства серной кислоты, и калийные руды, служащие основным сырьем для производства калийных удобрений. В состав этих руд наряду с полезными минералами входит пустая порода и вредные примеси, поэтому без предварительного обогащения эти руды не могут быть вовлечены в промышленную переработку.

Учитывая изложенное, в настоящей главе дано описание методов обогащения фосфатных, серных и калийных руд.

7.1. Апатитовые руды

7.1.1. Краткая характеристика руд и требования к концентратам. Основным минералом в рудах является фторапатит – $\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6\text{F}_2$, концентраты которого являются основным сырьем для производства фосфорных удобрений.

Основным источником получения апатитовых концентратов являются апатитовые руды Хибинского массива. Наряду с апатитом они содержат нефелин $(\text{Na}, \text{K})_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8 \cdot n\text{SiO}_2$, эгирин NaFeSiO_6 , сфен CaTiSiO_5 , титаномагнетит $\text{FeTiO}_5 \cdot n\text{Fe}_3\text{O}_4$. Осваиваются также месторождения комплексных апатитовых руд Ковдорского массива, апатитовые руды Ошурковского месторождения, комплексные апатитовые и апатит-карбонатные руды Восточно-Саянского и апатит-доломитовые руды Селигдарского месторождений. Большинство апатитовых руд указанных месторождений имеют низкое качество, сложный минеральный состав и характеризуются трудной обогатимостью, что существенно сдерживает их освоение.

Получаемые апатитовые концентраты должны содержать не менее 39,4% P_2O_5 , не более 3% полуторных оксидов ($\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3$) и остаток на сите 0,18 мм должен составлять не более 11,5%. Они используются для получения фосфорной кислоты, простого и двойного

суперфосфата, фосфора, аммофоса, фтористо-водородной кислоты, ее солей и других продуктов.

При комплексной переработке апатит-нефелиновых руд получают также нефелиновый (28,5–29% Al_2O_3), титано-магнетитовый (77–80% Fe_2O_3 и 14% TiO_2), сфеновый (28% TiO_2) и эгириновый концентраты, эффективно используемые в народном хозяйстве. Так, нефелиновый концентрат является сырьем для получения алюминия, производства стекла, цемента, кальцинированной соды; сфеновый используется для получения диоксида титана; эгириновый – для извлечения ванадия и производства керамических изделий.

7.1.2. Технологические схемы и режимы обогащения. Все апатитовые руды, несмотря на их разнообразие, обогащаются одним методом – флотацией.

Апатит-нефелиновые руды Хибинских месторождений характеризуются достаточно высоким содержанием в них P_2O_5 (16–17%), сравнительно крупным вкраплением минералов и значительным различием физико-химических и флотационных свойств разделяемых компонентов. Это позволяет при применении простого технологического режима флотационного обогащения после дробления и измельчения до 50–55% класса $-0,074$ мм получать высококачественные концентраты (39,4% P_2O_5) при извлечении 92–93 %.

Флотационное извлечение апатита из апатит-нефелиновых руд осуществляется в естественной щелочной среде (pH – 9,3–9,7), обусловленной присутствием нефелина $(\text{Na}, \text{K})_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8 \cdot n\text{SiO}_2$, смесью технических продуктов (сульфатного мыла и отходов мыловаренного производства) при расходе 0,2–0,4 кг/т с добавками гидроксида натрия 0,1–0,2 кг/т для омыления собирателя и жидкого стекла 0,015–0,1 кг/т для пептизации шламов и депрессии минералов породы. Расход жидкого стекла может возрасти в несколько раз, если в процессе горных работ для предотвращения смерзания руды в нее добавляют соль (хлористый натрий). При флотации руд (особенно окисленных с повышенным содержанием шламов) полезным оказывается применение для регулирования свойств пены и повышения селективности флотации оксипропиленовых соединений (например, реагентов ОП-7 или «Альфапол-4»). Получение кондиционного по крупности и содержанию P_2O_5 концентрата достигается по простой одностадийной схеме после 2–3 перечисток.

По сравнительно простой схеме флотации обогащают также апатитовые руды Ошурковского месторождения, которые хотя и имеют сложный минеральный состав, но характеризуются крупной вкрапленностью минералов и резко отличающимися физико-химическими и физическими свойствами апатита от других минеральных компонентов.

Для повышения комплексности использования апатит-нефелиновых руд разработано несколько технологических схем. По одной из них (рис. 7.1) предусматривается предварительное выделение апатита флотацией, а титаномагнетита и эгирина – магнитной сепарацией соответственно в слабом и сильном электромагнитных полях.

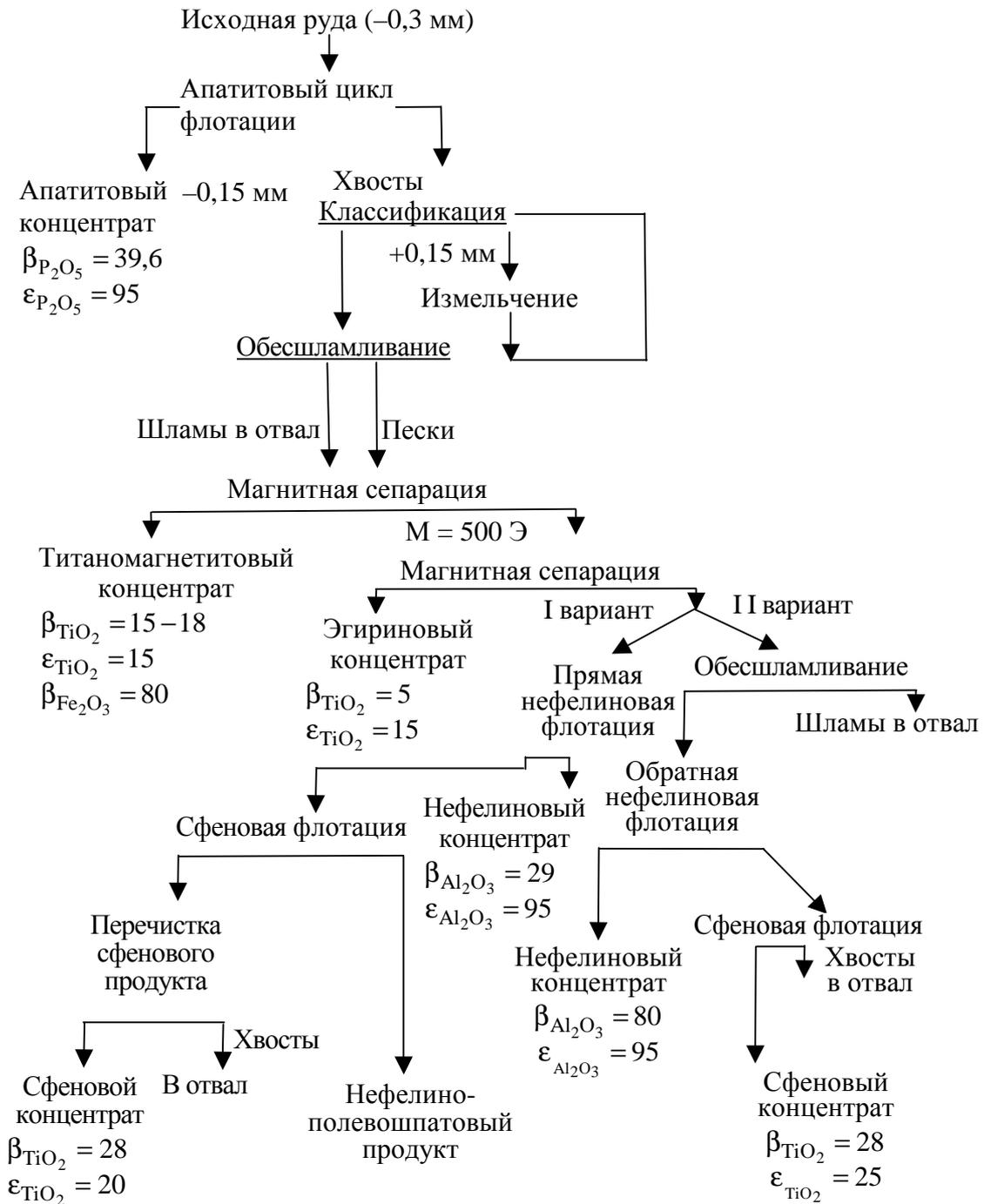


Рис. 7.1. Принципиальная схема комплексного обогащения бедной апатит-нефелиновой руды с двумя вариантами получения нефелинового концентрата

Цикл апатитовой флотации включает основную, две контрольные и четыре перечистные операции с возвратом всех промпродуктов в основную флотацию. Магнитная сепарация осуществляется на доизмельченных (до $-0,15$ мм) и обесшламленных

хвостах апатитовой флотации при напряженности магнитного поля 500 Э в цикле получения титаномагнетитового концентрата и 12 800 Э – в цикле получения эгиринового концентрата.

Хвосты магнитной сепарации по первому варианту (рис. 7.1) поступают на флотацию нефелина с катионным собирателем АНП (0,05–0,1 кг/т) в присутствии кремнефтористого натрия (2 кг/т), а затем на сфеновую флотацию при рН 10,5 со смесью таллового мыла и сульфоната (0,5–0,6 кг/т) с последующей перечисткой черного концентрата в присутствии кремнефтористого натрия (0,2 кг/т) и танинсодержащего реагента (0,15–0,25 кг/т).

По второму варианту (рис. 7.1) хвосты магнитной сепарации после обесшламливания подвергаются флотации со смесью (0,5–0,6 кг/т) омыленного сырого таллового масла, омыленного дистиллированного таллового масла, технически жирных кислот, гудрона и окисленного петролатума в соотношении 1 : 0,6 : 0,6 : 0,8 : 0,02. После перечистки пенного продукта с кремнефтористым натрием (0,2 кг/т) получают сфеновый концентрат. Камерный продукт основной флотации является нефелиновым концентратом.

Флотационное извлечение апатита из гематитовых или магнетитовых руд (например, Ковдорского месторождения) осуществляется обычно в слабощелочной содовой среде с применением в качестве собирателя эмульгированной смеси таллового и машинного масел (иногда при небольшой добавке алкиларилсульфонатов) с общим расходом 0,9 кг/т. Депрессия оксидов железа обеспечивается загрузкой жидкого стекла (0,2–0,8 кг/т).

С целью повышения эффективности флотации апатита из апатиткарбонатных железных руд для депрессии карбонатов (кальцита, доломита) рекомендуется применение соды (до 2 кг/т) с жидким стеклом (0,75 кг/т) или каллогенотаннидным реагентом (0,2 кг/т) или применение смеси оксиэтилированных кислот $C_7 - C_{20}$, соды, крахмала и жидкого стекла в соотношении 1 : 2 : 2 : 5 при общем расходе смеси 2,5 кг/т.

При обогащении апатит-карбонатных руд оптимальные результаты обогащения достигаются после измельчения руды до –0,15 мм и обесшламливания по классу –0,03 мм. Наиболее эффективная флотация апатита из обесшламленной руды достигается в щелочной среде

с собирателем анионного типа с фосфорнокислой солидофильной группой в присутствии гидрофильного полимера.

7.2. Фосфоритные руды

7.2.1. Краткая характеристика руд и требования к концентратам. Фосфоритные руды наряду с апатитовыми являются основным сырьевым источником фосфора. Наиболее крупные запасы их сосредоточены в России, Казахстане, Эстонии США и Марокко. Среднее содержание P_2O_5 в рудах месторождений России составляет около 13%, тогда как в США оно равно 15–32%, а в Марокко – 29–34 %.

Фосфориты являются горной породой осадочного происхождения. Фосфатное вещество в них представлено соединением типа $\alpha Ca_3(PO_4)_2 \cdot \beta CaF_2 \cdot \beta CaCO_3$, содержащим 33–36% P_2O_5 . В желваковых фосфоритах оно цементирует (часто вместе с карбонатами, органическими примесями и оксидами железа) отдельные конкреции (размером до 5–10 см), состоящие из кварца, глауконита, глинистых и других нефосфатных минералов, и рассеянные во вмещающих породах (песке, глауконите, меле, глине, известняке и др.).

В зернистых и ракушечных фосфоритах, наоборот, фосфатизированные мелкие галечки и ракушки цементируются нефосфорным глинисто-железистым, силикатным или карбонатным цементом. В зависимости от характера последнего руды называют фосфоритным песчаником или фосфатизированным известняком.

В пластовых фосфоритах сплошная массивная порода фосфатизирована тонкими зернами фосфатного вещества с фосфатно-карбонатным и фосфатно-кремнистым цементом. Фосфориты состоят в основном из фосфата, карбонатов (кальцита, доломита) и халцедона. Глауконит встречается очень редко.

Кондиции на получаемые в результате обогащения фосфоритов концентраты зависят от характера их последующего использования.

Концентраты, используемые для получения фосфоритной муки (в качестве удобрения на кислых почвах), должны содержать не менее 20–29% P_2O_5 ; для производства желтого фосфора – 24–25% P_2O_5 ; для кислотной переработки (с получением суперфосфата, нитрофоса, аммофоса и др.) – 24,5–28% P_2O_5 ; для производства обесфторенных фосфатов – 23–26% P_2O_5 ; кальциево-магниевых фосфатов – 27–28% P_2O_5 и термофосфатов – 24–26% P_2O_5 .

Фосфатные концентраты, поставляемые разными странами на международный рынок, имеют высокое содержание фосфата и низкое

содержание вредных примесей (Fe_2O_3 , Al_2O_3 , MgO , CO_2). Концентраты с содержанием P_2O_5 ниже 30% на международный рынок практически не поступают и перерабатываются на фосфорную кислоту и минеральные удобрения вблизи места производства. К ним предъявляют следующие требования: P_2O_5 – до 31,1%; CaO – 45%; $\text{Fe} + \text{Al}$ – 3,5%; MgO – до 0,4%; нерастворимый остаток – до 10–15%.

7.2.2. Технологические процессы обогащения фосфоритных руд. Основными методами обогащения фосфоритных руд являются промывка, разделение в тяжелых суспензиях и флотация. К перспективным методам переработки и обогащения фосфоритов относят термическую обработку и магнитную сепарацию.

Для промывки фосфоритных руд применяют в различных сочетаниях аппараты трех типов: барабанные мойки (бутары и скрубберы), грохоты (вибрационные, неподвижные, дуговые сита) и корытные мойки или классификаторы (спиральные, гидравлические или в виде промывочных башен) в замкнутом цикле с молотковыми дробилками.

Обогащению в тяжелых суспензиях подвергаются обычно только крупные классы исходной руды, а флотации – шламы гравитационного обогащения и тонковкрапленные руды.

Трудности флотационного обогащения при этом обусловлены:

- высокой дисперсностью фосфата, содержащегося в зернах, подлежащих разделению. Часто приходится разделять зерна с большим и меньшим количеством фосфата, обладающие близкими флотационными свойствами;

- частым присутствием карбонатов кальция и магния, обладающих флотиремостью, близкой к флотиремости фосфата;

- содержанием в некоторых рудах значительных количеств гидроксидов железа и глинистых шламов, образующих при измельчении большое количество охристо-глинистых шламов, резко ухудшающих флотацию и загрязняющих концентрат;

- невысокой стоимостью получаемых концентратов, не позволяющей использовать дорогие эффективные реагенты и сложные технологические схемы флотации.

При флотации фосфоритов используют недорогие реагенты, обычные для флотации других несulfидных руд. В наиболее трудных случаях приходится применять последовательно собиратели как анионного, так и катионного типа.

При отсутствии в руде карбонатов щелочноземельных металлов разделение фосфорита силикатной породы из

обесшламленного материала может быть осуществлено или прямой анионной флотацией фосфорита, или обратной флотацией силикатов аминами (0,2–0,5 кг/т) с небольшой добавкой крахмала. Шламы присоединяются к фосфоритному концентрату.

Наличие в пульпе глауконита нарушает избирательность флотации фосфорита, поскольку глауконитовые шламы депрессируют фосфорит, а фосфоритовые шламы активируют глауконит. Эффективное обогащение кварцево-глауконитовых фосфатизированных песков достигается посредством применения предварительной магнитной сепарации руды, обеспечивающей выделение слабомагнитного глауконита в отдельный продукт. Селективная флотация необесшламленных глинисто-глауконитовых фосфоритных руд (например, Егорьевского месторождения) возможна также после предварительного обжига крупнокусковой руды при температуре 700–1000°C, в процессе которого фосфорит переходит в минеральные формы с кристаллической структурой апатита и более высокой флотационной активностью при сохранении низкой флотуемости минералов породы – кварца и глауконита.

Обжиг фосфоритных руд осуществляется с целью решения одной или нескольких следующих задач:

1) термическое разложение карбонатов при температуре 950–1000°C в печах кипящего слоя с выделением углекислоты и образованием портландита MgO и извести CaO, которые удаляются в виде тонких шламов после гашения обожженной руды водой, оттирки и диспергирования продуктов гашения. Содержание P₂O₅ в фосфатном материале возрастает при этом до 33–35%;

2) удаление (в результате разложения при температуре 300–350°C) присутствующего в рудах органического вещества, затрудняющего химическую переработку фосфоритов из-за образования в реакторах устойчивой пены. Вследствие удаления органического вещества, углекислого газа и кристаллизационной воды повышается также содержание P₂O₅ на 2–3%; возрастание хрупкости руды в 2–2,5 раза в результате обжига увеличивает производительность мельниц и обеспечивает возможность более полного раскрытия сростков без увеличения выхода тонких классов. Дегидратация основных минералов и переход в раствор различных солей в свою очередь увеличивает скорость оседания тонких шламов в 2–2,5 раза и скорость их фильтрования в 4–6 раз;

3) резкое уменьшение растворимости оксидов железа и алюминия в кислотах после обжига при температуре 900–1000°С, что позволяет значительно улучшить технологию химической переработки фосфоритов и снизить на 30% расход кислоты;

4) возрастание флотуемости фосфата при ухудшении флотуемости минералов породы, что позволяет улучшить селективность процесса флотации и технологические показатели обогащения;

5) увеличение магнитной восприимчивости глауконита и минералов железа, что обеспечивает возможность более эффективного их удаления магнитной сепарацией.

За рубежом обжиг фосфоритных руд применяют для доводки концентратов (например, во Флориде и Северной Каролине). Применение кальцинирующего обжига широко развито в Северной Африке. На предприятиях России обжиг фосфоритных руд пока не нашел промышленного применения.

Большое разнообразие типов и технологических особенностей фосфоритных руд привело к многообразию технологий их переработки. В тех случаях, когда руда достаточно богата, ограничиваются лишь ее дроблением, сушкой и рассевом (например, в Марокко) или обеспыливанием (Иордания), или обесшламливанием (Тунис, Рио-де-Оро). В других случаях используют довольно сложные комбинированные схемы, включающие промывку и флотацию (США, Сенегал), промывку и обжиг (Алжир), магнитную сепарацию и флотацию (Южная Америка) и другие комбинированные схемы.

7.2.3. Обогащение желваковых фосфоритов. Желваковые фосфориты в России представлены рудами Егорьевского, Вятско-Камского, Полпинского, Чилисайского и некоторых других месторождений. Характерной особенностью желваковых фосфоритов является избирательная их дезинтеграция и это используется в технологии их первичного обогащения. Руды, отличающиеся высоким содержанием глины, дезинтегрируются при промывке в гравиемойках (или бутарах), затем обезвоживаются на грохотах при одновременной классификации по 5–0,3 мм. Размер зерна устанавливается таким образом, чтобы получить кондиционный концентрат. Однако это оказывается возможным только при высоком содержании P_2O_5 в исходной руде.

Гораздо чаще это невозможно из-за сложного минерального состава, тонкого взаимопрорастания фосфата и железосодержащих минералов, наличия глинистых веществ. Получение кондиционных

концентратов требует дополнительного обогащения мытой руды с применением флотации, магнитной сепарации, термических воздействий и др.

Так, стандартной технологией обогащения фосфатных руд Флориды (США), содержащих 9–18% P_2O_5 , является промывка с получением готового продукта (фосфоритной гальки) крупностью 19–1,2 мм, содержащего 25–32% P_2O_5 , и обесшламленного материала крупностью

1,2–0,1 мм, поступающего после разделения по 0,5 мм на флотацию.

Мелкозернистая фракция размером 0,5–0,1 мм флотируется в обычных флотомашинах при рН 8,9–9,5; крупнозернистая – в аппаратах специальной конструкции (на концентрационных, ленточных столах и др.). В обоих случаях в качестве реагентов-собирателей используют талловое масло в сочетании с аполярными маслами и каустическую соду или безводный аммиак для регулирования рН пульпы.

Крупный и мелкий концентраты основной флотации, содержащие 8–40% силикатов, промывают серной кислотой для десорбции собирателя и подвергают флотации при рН 6,8–7,5 со смесью катионных собирателей, что позволяет получать камерным продуктом концентрат, содержащий 32–36% P_2O_5 при извлечении P_2O_5 (92–98%) от операции.

Высокое содержание полуторных оксидов (Fe_2O_3 и Al_2O_3) в мытом концентрате фосфатных руд России не позволяет использовать его для производства растворимых удобрений. Например, для производства нитроаммофоски содержание двухвалентного железа не должно превышать 0,5%. При этом флотацию мытого концентрата вследствие отрицательного влияния шламов и водорастворимых соединений (гипса) осуществить невозможно. Предварительное выделение шламов вызывает большие потери P_2O_5 (более 30%), а высокая концентрация солей жесткости приводит к большим расходам реагентов.

Принципиальное улучшение флотации фосфоритов было достигнуто предварительной термической обработкой. В результате обжиг-флотационного обогащения мытого концентрата получается продукт, пригодный для производства растворимых удобрений. Однако реализация такой технологии в промышленности требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат.

Более эффективной в технико-экономическом отношении является технология переработки мытой руды с применением

магнитной сепарации и флотации, основанная на следующих положениях:

– основным носителем железа и алюминия в руде является глауконит;

– величина удельной магнитной восприимчивости глауконита по сравнению с кварцем и фосфатом достаточна для селективного выделения его в высокоинтенсивном магнитном поле.

Предложенная технологическая схема обогащения, включающая промывку, магнитную сепарацию и флотацию (рис. 7.2), обеспечивает получение двух продуктов – концентрата для серно-кислотного разложения и фосфоритной муки.

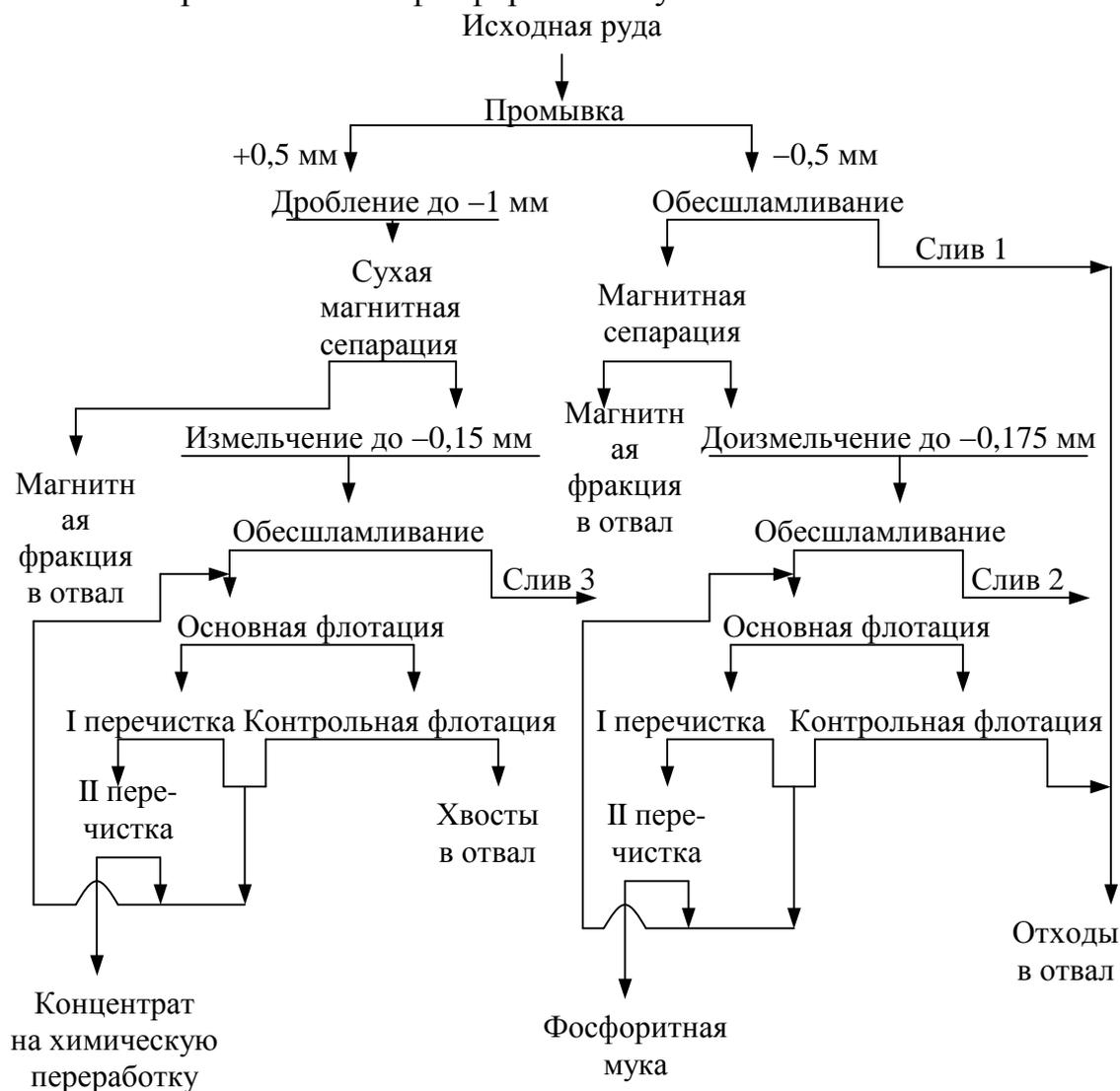


Рис. 7.2. Технологическая схема обогащения с получением высококачественного концентрата и фосфоритной муки

с применением магнитной сепарации и флотации мытой руды

Обесшламленная немагнитная фракция флотировалась сульфатным мылом и керосином в присутствии соды и жидкого стекла.

7.2.4. Обогащение пластовых фосфоритов. Примером пластовых фосфоритов являются фосфориты Каратауского бассейна (Казахстан), характеризующиеся сложным минеральным составом, тонким взаимопроращением фосфатов, доломита, кальцита, халцедона и кварца и склонные к шламообразованию.

Данные особенности вещественного состава пластовых фосфоритов и близость физико-химических и флотационных свойств минералов определяют трудности их обогащения.

Из предложенных схем флотационного обогащения наиболее эффективной является схема карбонатно-фосфатной флотации (рис. 7.3). По данной схеме руда измельчается до $-0,15$ мм и после частичного обесшламливания по классу $0,01-0,02$ мм направляется в цикл карбонатной флотации, которая осуществляется в кислой среде (рН 4,5–5), создаваемой фосфорной кислотой с применением в качестве реагента-собирателя синтетических жирных кислот (СЖК) с $C_{10}-C_{16}$. В пенном продукте концентрируются карбонаты, в камерном – смесь фосфата и кремнистых минералов. Последняя подвергается фосфатной флотации при рН 7,6–8, создаваемой содой с применением галлового мыла, керосина и жидкого стекла.

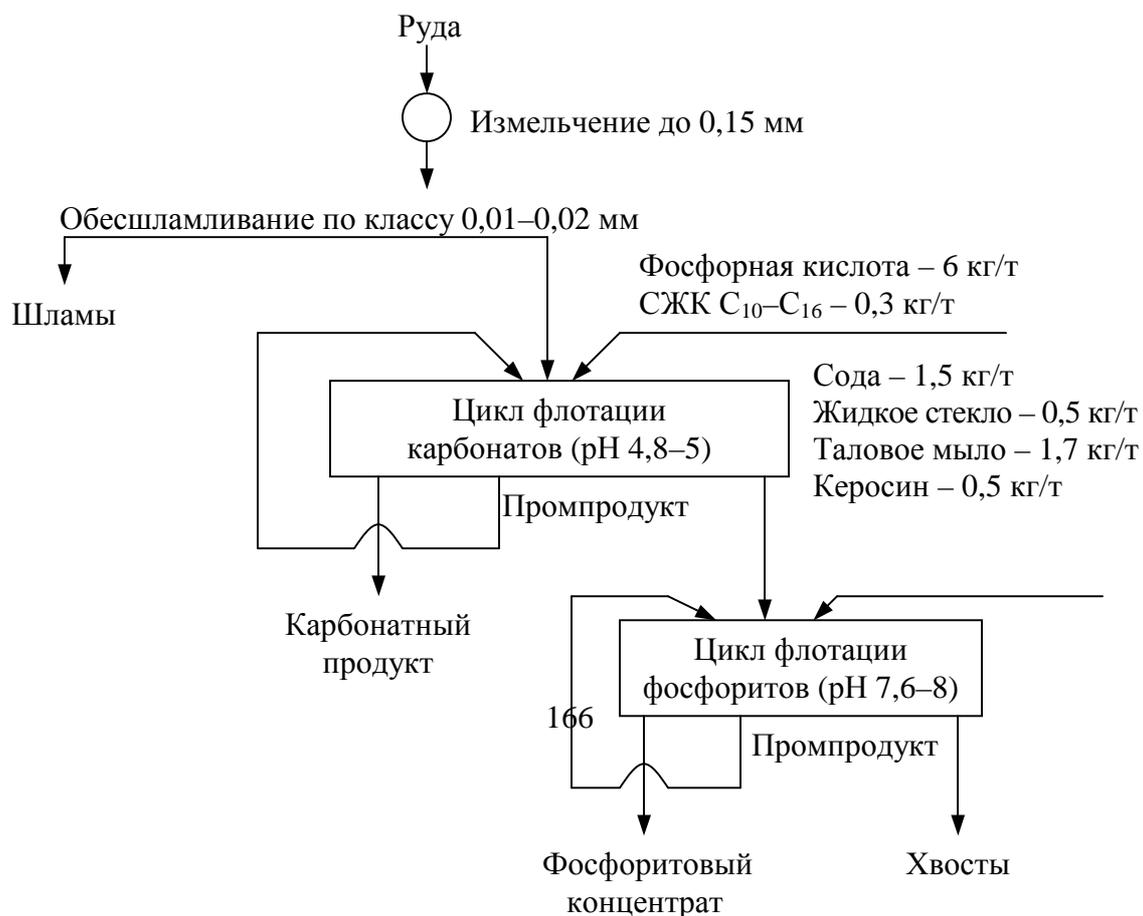


Рис. 7.3. Принципиальная схема селективной флотации фосфоритовых руд Каратау

Технология позволяет получать кондиционные концентраты для химической переработки, но характеризуется высокими энергетическими затратами.

Предложенная технология термомеханического обогащения, предусматривающая обжиг дробленой руды (-25 мм) при температуре 950°C, оттирку обожженной руды в шаровой мельнице и двукратное обесшламливание в классификаторах, является еще более энергоемкой и дорогой.

Резкое снижение затрат на обогащение достигается применением комбинированной гравитационно-флотационной схемы (рис. 7.4).

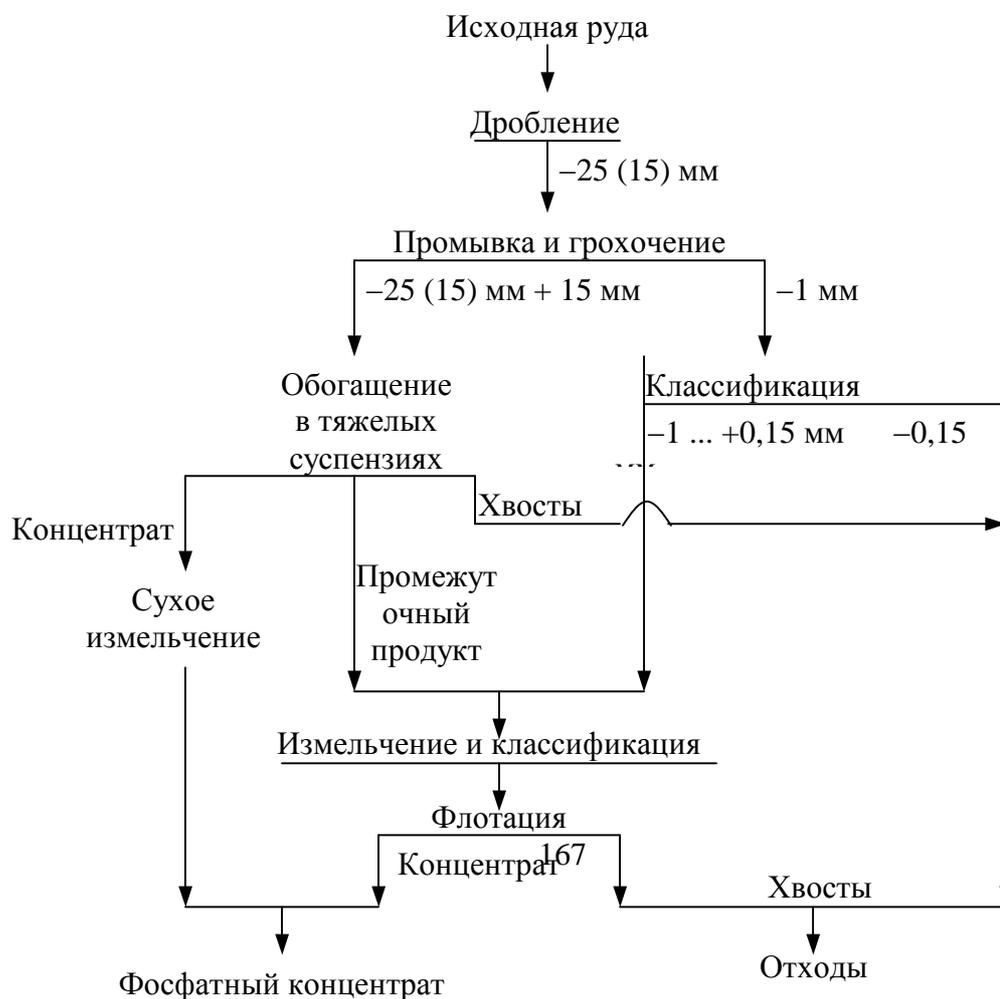


Рис. 7.4. Комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения фосфоритов Каратау

Гравитационно-флотационная схема характеризуется не только достаточно высокими технологическими показателями обогащения, но и выгодно отличается по технико-экономическим показателям, позволяя дешевым методом извлекать 50% полезного компонента. В этом случае на более дорогой передел – флотацию, которая проводится в стандартном режиме (рис. 7.4), поступает лишь 40% материала. Для обогащения отдельных типов фосфатных руд бассейна Каратау показана принципиальная возможность применения комбинированной схемы, включающей дополнительно фотометрическую сортировку крупных классов руды (–200 ... +25 мм).

7.2.5. Обогащение ракушечниковых фосфоритов. Примером ракушечниковых фосфоритов являются руды Прибалтийского фосфоритоносного бассейна.

Более простой минеральный состав, обособленность зерен фосфата и кварца при достаточном их размере, невысокое содержание карбонатов, глинистых веществ и существенные различия физико-химических свойств разделяемых минералов определяют достаточно эффективное обогащение этих руд при применении сравнительно простых технологических схем и режимов.

Технологическая схема, разработанная для кингисеппских фосфоритов (рис. 7.5), состоит из двух циклов – анионного и катионного.

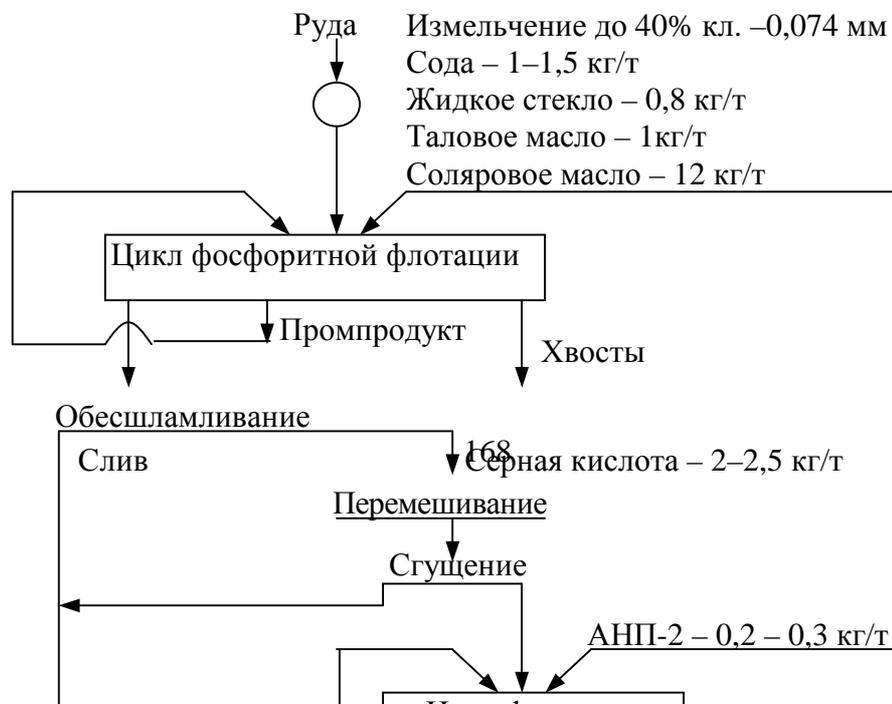


Рис. 7.5. Принципиальная схема селективной флотации фосфоритовых руд Кингисеппа

Концентрат, полученный из кингисеппских руд (6–7% P_2O_5), при катионной доводке обрабатывается серной кислотой после предварительного обесшламливания и направляется на флотацию с катионным собирателем. Камерный продукт катионной флотации, содержащий 34–35% P_2O_5 при извлечении 71–72%, объединяется со шламами, образуя конечный концентрат с содержанием 31–33% при извлечении 87–90%.

Если, наоборот, основную флотацию проводят с катионным собирателем и фосфориты остаются в хвостах, то их сгущают, добавляют жидкое стекло для депрессии фосфоритов и флотируют карбонаты талловым маслом или другими техническими мылами и продуктами.

7.3. Серные руды

7.3.1. Характеристика руд и требования к качеству серы.

Самородная сера является одним из важных видов минерального сырья. Основное количество добываемой серы поступает на производство серной кислоты, а затем на производство удобрений.

Серные руды считаются богатыми, если они содержат более 20–25% серы. Руды, содержащие менее 8% серы, обычно относят к непромышленным.

Содержание серы в рудах Средневожского сероносного бассейна составляет 8–13%, в рудах месторождений Дальнего

Востока – 19–30%. Известны также месторождения серы на Северном Кавказе, в Предуралье и Сибири.

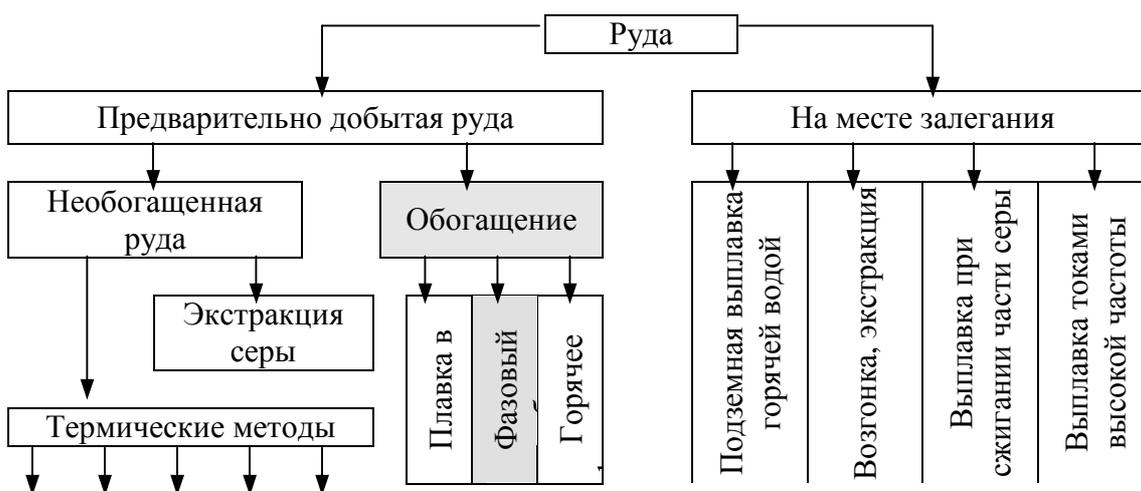
По структурным особенностям руды подразделяют на крупно-, тонковкрапленные и скрытокристаллические. Их обогатимость, особенно флотацией, определяется присутствием в рудах таких примесей, как глина и битумы.

Содержание серы в конечном продукте должно быть не менее 98,6–99,9%; примесей золы – не более 0,05–0,5%, органических примесей – не более 0,06–0,8%. Примеси мышьяка и селена также подлежат удалению.

7.3.2. Методы обогащения руд самородной серы.

Особенности процессов обогащения и переработки серных руд обусловлены физическими и физико-химическими свойствами самородной серы. Невысокая ее плотность, близкая к плотности минералов породы, предопределяет неприменимость гравитационных методов обогащения. Высокая природная гидрофобность серы является причиной широкого и разнообразного использования флотационных методов обогащения, а легкоплавкость ее (при температуре 95,5–119°C) с минимальной вязкостью при 158°C – причиной термических и комбинированных методов переработки руд.

Классификация способов извлечения самородной серы из руд согласно В. Ж. Аренсу показана на рис. 7.6. В ней выделены методы, которые следует рассматривать как обогатительные. К ним относятся флотация и автоклавная плавка серных концентратов (фазовый обмен), в процессе которой частички породы «флотируются» на капельках воды, очищая серу от загрязняющих ее минеральных примесей.



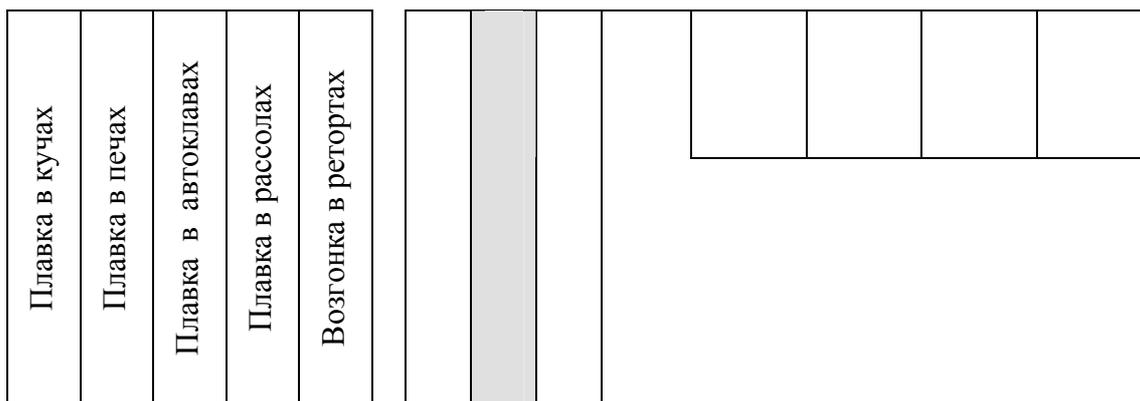


Рис. 7.6. Классификация способов получения самородной серы из руд

Подземная выплавка серы позволяет получать дешевую серу. Иногда удается извлекать серу из месторождений, разработка которых иными способами нерентабельна. Недостатками подземной выплавки серы являются ее применимость лишь при определенных характеристиках месторождений и значительные безвозвратные потери серы в недрах.

7.3.3. Схемы и режимы обогащения. Ввиду вязкости и влажности руд, приводящей к залипанию отверстий сит, обычно применяют двухстадиальное дробление в открытом цикле (без поверочного грохочения).

Измельчение руды осуществляется в шаровых и стержневых мельницах по одно- и двухстадиальной схемам. Легкая измельчаемость руды с получением большого количества тонких шламов и с переизмельчением серы предопределяет несомненную целесообразность применения двухстадиальной схемы (рис. 7.7). Повышенная хрупкость и мягкость серы делают перспективным применение мокрого самоизмельчения.

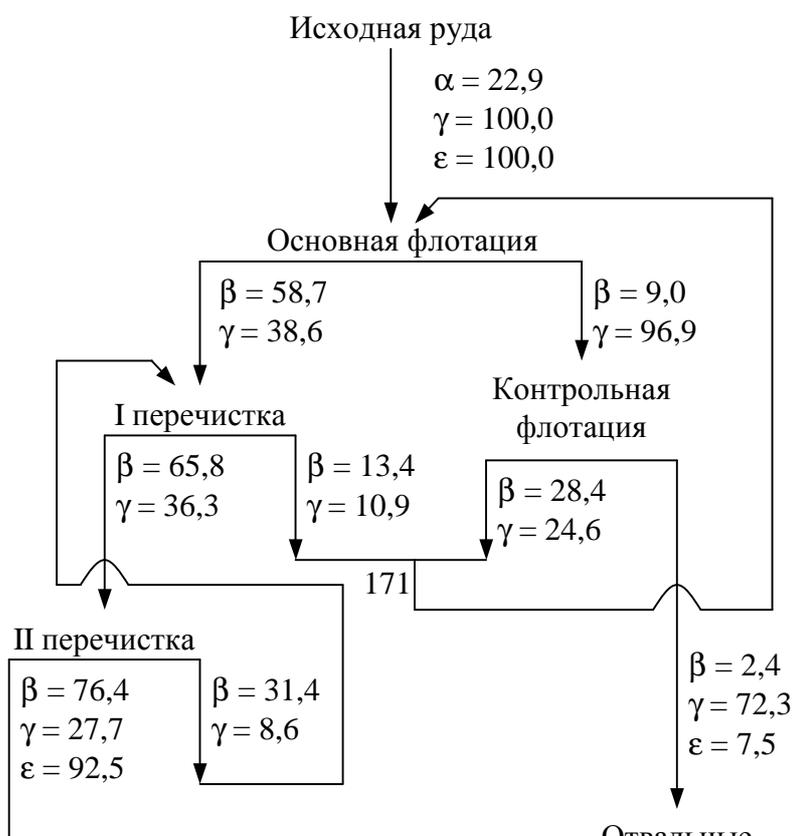


Рис. 7.7. Принципиальная схема переработки и обогащения серных руд

При флотации серных руд в качестве собирателя используют керосин и другие нефтепродукты (0,5–1,5 кг/т), в качестве пенообразователя – сосновое масло Т-80 (0,1–0,4 кг/т), в качестве депрессоров породы и вредных примесей в рудах гипса, глинистых шламов и битуминозных веществ – жидкое стекло (до 2 кг/т) и фосфаты (пирофосфат или тринатрийфосфат).

После измельчения до крупности 0,25–0,8 мм руду подвергают основной и контрольной флотации при содержании твердого C_T в пульпе около 25%, а полученный черновой концентрат переочищают от одного до четырех раз ($C_T = 17 + 20\%$). Крупную фракцию хвостов (+0,074 мм) используют в сельском хозяйстве для подкисления почв.

В зависимости от количества в руде вредных примесей серные концентраты содержат от 60–90% серы при извлечении ее до 80–95% и их направляют на автоклавную плавку для получения «комовой» серы. Для повышения эффективности плавки стремятся к получению крупнозернистых концентратов. Хвосты плавки возвращают на фабрику.

7.4. Калийные руды

7.4.1. Характеристика руд и минералов. Развитие калийной промышленности связано с потребностями сельского хозяйства, использующего в виде удобрений около 90% калия. Этот элемент также применяется в различных отраслях промышленности – текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др. Этим обусловлено быстрое развитие калийной промышленности в России, Беларуси, США, Канаде, ФРГ, Великобритании и других странах.

При обогащении калийных водорастворимых солей приходится иметь дело со многими минералами как содержащимися в рудах, так и возникающими в солевых растворах при обогащении этих руд. Хлоридные руды содержат сильвин и галит, смешанные – сульфатные минералы (лангбейнит, полигалит, каинит, кизерит). В процессах обогащения образуются такие минералы, как леонит и шенит. Кроме этих минералов почти во всех рудах присутствуют в небольших количествах ангидрит и не растворимые в воде тонкодисперсные примеси силикатных и карбонатных шламов.

Состав жидкой фазы оказывает очень большое влияние на взаимодействие реагентов с минералами и на вязкость среды.

Обогатимость калийных руд в значительной степени зависит от содержания и состава присутствующих в них глинистых примесей.

Месторождения калийных руд бывают двух типов: бессульфатные и сульфатные. Бессульфатный тип месторождений распространен гораздо шире, чем сульфатный. Основные запасы сосредоточены в Канаде, России, Белоруссии и на Украине. Сильвинит и карналлит залегают в виде мощных пластов. Содержание KCl в добываемом сильвините колеблется от 23 до 30%, нерастворимого остатка – от 0,5 до 12%. В этих породах, особенно карналлитовых, содержатся также бром и некоторые микроэлементы.

7.4.2. Методы переработки и обогащения руд. Калийные руды отличаются невысокой твердостью и значительной хрупкостью, что делает их легкодробимыми.

Для сухого измельчения применяют молотковые и роторные дробилки отбойно-отражательного действия. Мокрое измельчение осуществляется в стержневых мельницах. Применение самоизмельчения калийных руд обеспечивает высокую производительность и избирательность при хорошем раскрытии сростков и минимальном переизмельчении. Для классификации материала по крупности в калийной промышленности используются гидроциклоны и дуговые сита.

Показана возможность дробления сильвинитовых руд термическим методом. При нагревании крупнокристаллической сильвинитовой руды до 300–400°C происходит разрушение до 5–4 мм галитовой породы при сохранении в целости кусков сильвинита, богатых хлористым калием. Последующим грохочением удается выделить продукт, богатый хлористым калием. Преимущественное измельчение галита при нагревании связано с наличием в нем

микровключений рапы и газов. Термическое разрушение калийных руд может быть перспективным в сочетании с их электростатическим обогащением, требующим предварительного нагревания руды до 400–500°С.

В принципе, имеется два промышленных метода получения калийных солей: флотационный и галургический.

Галургический метод состоит в выщелачивании хлористого калия, например, из сильвинита горячим оборотным щелоком с удалением нерастворившегося галита в отвал. Полученный горячий крепкий щелок отстаивается для выделения солевого и глинистого шламов. Из осветленного горячего щелока проводят кристаллизацию хлористого калия. Полученные кристаллы отделяют от охлажденного маточного щелока, сушат, иногда гранулируют и выпускают в виде готового продукта. Маточный щелок после подогрева возвращают в операцию начального выщелачивания хлористого калия.

Мировой опыт показывает, что при переработке сильвинитов с низким содержанием нерастворимого остатка лучше применять *флотационный метод* с доизвлечением хлористого калия из хвостов, шламов и пыли галургическим методом. Для переработки руд сложного состава и сильвинитов с большим содержанием нерастворимого остатка и рассолов применяют галургический метод.

Большая часть калийных солей обогащается в настоящее время флотацией, несмотря на прогрессирующую роль галургического метода. Обесшламливание пульпы перед флотацией является обязательной операцией. Тонкие шламы поглощают собиратель катионного типа, ухудшают флотацию крупных частиц. Тщательное предварительное обесшламливание руд гораздо выгоднее, чем последующая борьба со шламами (с помощью реагентов-пептизаторов и другими методами).

Механическое обесшламливание осуществляется в классификаторах, гидроциклонах и гидросепараторах. Для более полного перевода глинистых примесей в шламы после измельчения руды иногда применяется дополнительная их оттирка. Механическое обесшламливание осуществляется обычно в несколько стадий. Для второй стадии обесшламливания применяют также сгустители. Установлена целесообразность применения при механическом обесшламливании реагентов-диспергаторов (пептизаторов), таких как гексаметафосфат или тринатрийфосфат натрия, синтан и др.

Флотационное обесшламливание руд перед флотацией обеспечивает более полное удаление шламов. Органические регуляторы флотации (например, полиакриламид) улучшают флотацию глинистых шламов, оказывая на них флокулирующее действие. В качестве собирателей применяют алифатические амины: с повышением степени окисэтилирования аминов (а также спиртов) их собирательное действие на глинистые шламы возрастает. Поскольку в оборотном маточнике всегда есть определенные остаточные количества собирателей, на фабриках в шламовую флотацию обычно добавляют только полиакрилад. Флотацию шламов лучше осуществлять во флотационных машинах пневматического типа (в колонных и других машинах).

Для флотации сильвина на отечественных обогатительных фабриках применяют алифатические амины. Амины при флотации солей выполняют функции собирателя и пенообразователя. Более активной считают смесь аминов с C_{16} и C_{18} в отношении 1 : 1. Флотационные свойства катионных собирателей могут значительно улучшаться при добавлении других поверхностно-активных веществ, в частности спиртов. При флотации катионными собирателями важно также поддерживать оптимальный рН раствора. В щелочной среде действие аминов ослабевает.

Растворимые соли могут флотироваться и собирателями анионного типа. Они применяются при флотации не сильвина, а сернокислых калийно-магниевых минералов. Для всех минералов максимум флотируемости при рН 7. Флотационная активность жирных кислот и их мыл при флотации солей может быть повышена посредством добавления других поверхностно-активных веществ, обеспечивающих диспергирование мицелл собирателя, что приводит к активации флотации.

Аполярные собиратели применяют для повышения верхнего предела крупности флотируемых минералов. Их используют также для улучшения флотационного обесшламливания сильвинитовых руд.

При флотации катионными собирателями сильвинито-карналлитовых руд сернистый натрий избирательно подавляет флотацию карналлита. Соли фосфорной кислоты (например, гексаметафосфат натрия) подавляют флотацию каинита, не затрагивая сильвин.

В случае применения собирателей анионного типа соли магния подавляют флотацию кизерита, соли кальция и магния – флотацию ангидрита. При этом действует правило: реагенты, уменьшающие растворимость соли, подавляют ее флотацию.

Предварительное нагревание руды до определенной температуры вызывает избирательную электрическую зарядку сильвина и галита. Одновременно тонкие частицы соли спекаются, а глинистые частицы гранулируются, что уменьшает загрязнение ими поверхности зерен солей. Тем самым устраняется необходимость предварительного обезгливования руды. Однако электрический метод обогащения пока не нашел промышленного применения.

Возможность эффективного обогащения калийных руд гравитационными методами обуславливается двумя факторами: различием плотнос-ти галита и сильвина и относительно крупной вкрапленностью последнего, что позволяет достичь достаточно полного раскрытия сростков при крупном измельчении руды; показана принципиальная возможность ее обогащения в тяжелых суспензиях. Во Франции при переработке руд Эльзасского месторождения обогащению в тяжелых суспензиях подвергают класс крупностью от 30 до 4 мм, а фракцию мельче 4 мм и промпродукт обогащают флотацией. Недостатки этого метода обогащения – получение более бедных концентратов и некоторое снижение извлечения калия.

7.4.3. Технологические схемы обогащения и переработки руд. Для флотации руд с относительно тонким вкраплением калийных минералов (до 0,5–1 мм) применяют схемы мелкозернистой флотации.

Если в руде находится несколько полезных минералов, то их обычно флотируют по схеме прямой селективной флотации (например, при флотации сильвинито-карналлитовой руды вначале выделяется сильвинитовый, затем карналлитовый концентрат). Мелкозернистый концентрат должен подвергаться грануляции.

Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Березниковского месторождения приведена на рис. 7.8. В связи с необходимостью промышленного освоения сильвинитовых руд, содержащих большое количество глинистых шламов, начали применять комбинированные схемы, в которых к флотационной схеме добавлены процессы растворения и кристаллизации (рис. 7.9). Им подвергаются хвосты грубой флотации, тонкие шламы и пыль, образующаяся при сушке концентрата.





Рис. 7.8. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Березниковского месторождения

Иногда на растворение поступают и мелкие фракции руды, содержащей большое количество глинистого материала, а также некоторые промпродукты. Применение комбинированных схем позволяет существенно (на 5–10%) повысить извлечение калия и уменьшить содержание мелких фракций в концентрате.

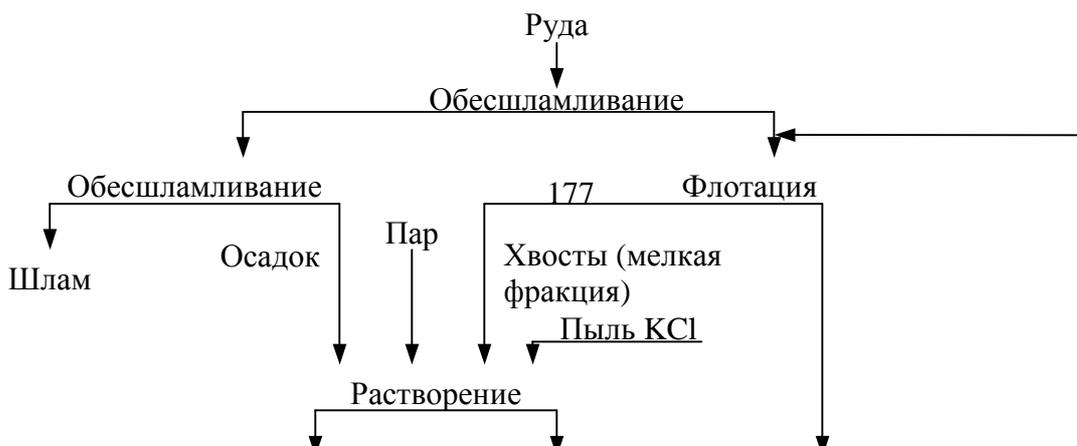
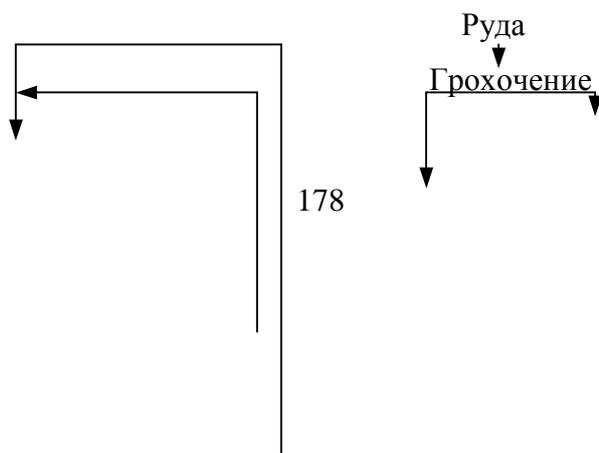


Рис. 7.9. Комбинированная схема переработки сильвинитов

Доизвлечение калия в комбинированных схемах растворением и кристаллизацией основано на лучшей растворимости сильвина по сравнению с галитом в подогретой воде. При 80–110°С галит практически не растворяется и удаляется в отвал после обезвоживания и промывки. Хлористый калий выкристаллизовывается из насыщенных растворов в вакуум-кристаллизаторах, вследствие быстрого испарения воды температура щелока понижается, растворимость хлорида калия уменьшается и он выпадает в осадок. Крупность получаемых кристаллов при достаточном времени кристаллизации может достигать 3 мм. Калийные руды Беларуси, представленные Старобинским месторождением, отличаются высоким содержанием нерастворимого осадка (до 12%), поэтому при их переработке предусматривают схемы с пятистадийным обесшламливанием (рис. 7.10).



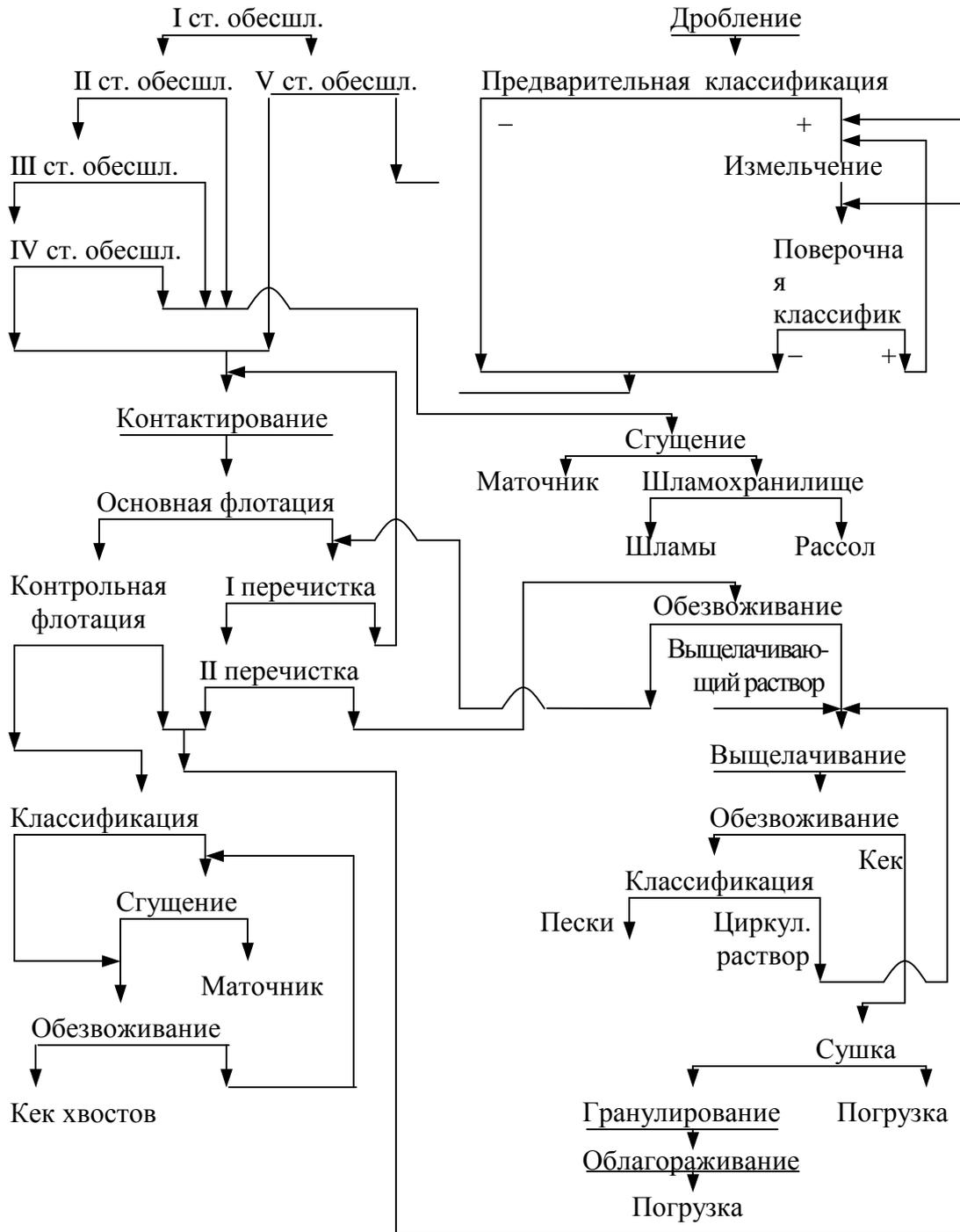


Рис. 7.10. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Старобинского месторождения

Добываемая руда выдается на поверхность скиповыми подъемными и поступает в корпус дробления. Назначение участка дробления – подготовка исходной руды к операции мокрого измельчения до крупности менее 20 мм.

Руда из корпуса дробления и склада дробленой руды подается на дуговые грохота для предварительной классификации, в результате которой из питания измельчения выводится часть руды с крупностью частиц, соответствующей флотационной, в целях снижения переизмельчения питания флотации. Руда перед дуговым грохотом смешивается с обратным маточником, в результате чего образуется пульпа. Подрешетный продукт предварительной классификации поступает на первую стадию обесшламливания. Надрешетный продукт направляется в операцию измельчения, осуществляемую в стержневых мельницах. Слив мельницы поступает на дуговые грохота поверочной классификации. Надрешетный продукт поверочной классификации возвращается в операцию измельчения (циркулирующая нагрузка), подрешетный продукт – в зумпфы питания первой стадии обесшламливания.

На обогатительной фабрике применяется пятистадийная схема обесшламливания, основной целью которой является стабильное обеспечение в конечном обесшламленном продукте (в питании основной сильвинитовой флотации) минимальной массовой доли нерастворимого остатка, так как его содержание в руде достигает 12%.

Первая стадия обесшламливания осуществляется в гидроциклонах. Слив гидроциклонов, содержащий основную часть глинистых и карбонатных шламов, поступает на вторую стадию обесшламливания на гидросепараторы. Третья стадия предусматривает промывку песков второй стадии обесшламливания в гидросепараторах. Четвертая стадия осуществляется в четырех пневмомеханических машинах. Пески гидроциклонов первой стадии обесшламливания разбавляются обратным маточником и поступают на пятую стадию обесшламливания в гидроциклоны.

Питанием основной флотации являются пески гидроциклонов пятой стадии обесшламливания, разбавленные промежуточным продуктом первой перечистой флотации и обработанные в контактном чане реагентом-депрессором. В приемном кармане перед первой камерой основной флотации пески гидроциклонов обрабатываются гетерополярным катионным собирателем. Во вторые камеры флотационных машин основной флотации подается камерный продукт машин четвертой стадии обесшламливания, обработанный реагентом-депрессором в контактном чане.

В процессе основной и контрольной стадий флотации получают отвальные хвосты, которые направляются на

обезвоживание в отделение фильтрации. Пенный продукт пяти камер основной флотации (черновой концентрат) направляется в перечистные операции, а пенный продукт двух камер контрольной флотации объединяется с камерным продуктом второй перечистой флотации и самотеком поступает в зумпф слива мельниц. Промпродукт первой перечистой флотации направляется в питание основной флотации. Концентрат второй перечистой флотации подается на обезвоживание в отделение фильтрации. Камерный продукт контрольной флотации перекачивается на предварительное сгущение в гидроциклоны в отделение фильтрации. Пески гидроциклонов поступают в пульподелители. Слив гидроциклонов направляется на сгущение в сгустители. Разгрузка сгустителей объединяется в пульподелителях с песками гидроциклонов и распределяется по вакуум-фильтрам. Кек хвостов удаляется для складирования в отделение отвалов и хвостового хозяйства.

Пенный продукт второй перечистой флотации направляется в отделение фильтрации на первую стадию обезвоживания. Кек концентрата после первой стадии обезвоживания направляется в отделение выщелачивания. Фильтрат подается в отделения измельчения и флотации с последующей подачей его в питание первой перечистой флотации. Кек концентрата первой стадии обезвоживания поступает в выщелачивающую машину. В машину подается выщелачивающий раствор – «красная вода» (промывные воды систем пылегазоулавливания отделений гранулирования и сушки). После выщелачивания концентрат обезвоживается и транспортируется в отделение сушки.

Слив гидросепараторов (вторая, третья стадии) совместно с пенным продуктом четвертой стадии обесшламливания направляется на осветление в шламовые сгустители. Сгущенный шламовый продукт насосами перекачивается на шламохранилище. Слив шламовых сгустителей совместно со сливом хвостового сгустителя самотеком направляется в баки маточника отделения сгущения и затем в коллектор маточника фабрики.

Сушка кека концентрата осуществляется в аппаратах «кипящего слоя». В качестве теплоносителя используются топочные газы, получаемые сжиганием мазута в топке и смешиваемые с воздухом.

Гранулирование мелкозернистого хлористого калия осуществляется на четырех грануляционных линиях. Гранулированный полуфабрикат транспортируется в отделение погрузки. При обогащении

калийных солей во всех технологических схемах предусматривается сохранение постоянного и оптимального водного баланса.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учеб.: в 2 т. / А. А. Абрамов. – М.: МГТУ, 2004. – 2 т.
2. Технология калийных удобрений / под ред. В. В. Печковско-го. – М.: Недра, 1984. – 416 с.
3. Процессы и машины для обогащения полезных ископаемых / В. И. Кармазин [и др.]. – М.: Недра, 1974. – 560 с.
4. Сиденко, П. М. Измельчение в химической промышленности / П. М. Сиденко. – М.: Химия, 1977. – 368 с.
5. Классен, В. И. Обогащение руд / В. И. Классен. – М.: Недра, 1979. – 240 с.
6. Глембоцкий, В. А. Флотация / В. А. Глембоцкий, В. И. Классен. – М.: Недра, 1973. – 356 с.
7. Разумов, К. А. Проектирование обогатительных фабрик / К. А. Разумов. – М.: Недра, 1965. – 504 с.
8. Обогащение калийных руд / С. Н. Титков [и др.]. – М.: Недра, 1982. – 298 с.
9. Ясюкевич, С. М. Обогащение руд / С. М. Ясюкевич. – М.: Metallurgizdat, 1953. – 516 с.

Учебное издание

Воробьев Николай Иванович
Новик Дмитрий Михайлович

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Пособие

Редактор *Л. Г. Кишко*
Компьютерная верстка *Л. Г. Кишко*

Подписано в печать 19.02.2008. Формат 60×84¹/₁₆.
Бумага офсетная. Гарнитура Таймс. Печать офсетная.
Усл. печ. л. 10,0. Уч.-изд. л. 10,3.
Тираж 100 экз. Заказ .

Учреждение образования
«Белорусский государственный технологический университет».
220006. Минск, Свердлова, 13а.
ЛИ № 02330/0133255 от 30.04.2004.

Отпечатано в лаборатории полиграфии учреждения образования
«Белорусский государственный технологический университет».
220006. Минск, Свердлова, 13.
ЛП № 02330/0056739 от 22.01.2004.

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|---|----|
| Предисловие..... | 3 |
| Глава 1. Общие сведения о полезных ископаемых. | 4 |
| 1.1. Характеристика методов обогащения | 8 |
| 1.2. Показатели процесса обогащения полезных ископаемых..... | 11 |
| 1.3. Схемы обогащения полезных ископаемых | 12 |
| Глава 2. Дробление руд. | 16 |
| 2.1. Щековые дробилки | 21 |
| 2.2. Конусные дробилки | 25 |
| 2.3. Валковые дробилки | 28 |
| 2.4. Молотковые дробилки | 30 |
| Глава 3. Грохочение руд (классификация по крупности). | 32 |
| 3.1. Классификация грохотов | 33 |
| 3.1.1. Колосниковые грохоты | 33 |
| 3.1.2. Плоские качающиеся грохоты | 35 |
| 3.1.3. Плоские вибрационные грохоты..... | 37 |
| 3.1.4. Барабанные грохоты..... | 38 |
| 3.2. Схемы дробления и грохочения..... | 39 |
| 3.2.1. Одностадиальные схемы..... | 40 |
| 3.2.2. Схема дробления в две стадии с предварительным и по- верочным грохочением | 41 |
| 3.2.3. Схема дробления в три стадии с предварительным и по- верочным грохочением | 42 |
| Глава 4. Тонкое измельчение руд..... | 43 |
| 4.1. Схема и принцип действия шаровой мельницы | 43 |
| 4.2. Классификация мельниц | 45 |
| 4.3. Классификация при тонком измельчении..... | 48 |
| 4.4. Схемы измельчения и классификации | 52 |
| Глава 5. Гравитационные методы обогащения. | 54 |
| 5.1. Гидравлическая классификация (классификация в текущей и восходящей струе) | 59 |
| 5.2. Гидравлические классификаторы | 60 |
| 5.3. Отсадка..... | 64 |
| 5.4. Типы отсадочных машин | 67 |
| 5.5. Обогащение в тяжелых жидкостях и суспензиях..... | 69 |
| 5.6. Обогащение в струе воды на наклонной поверхности | 73 |
| Глава 6. Флотационные методы обогащения. | 78 |
| 6.1. Флотационные реагенты | 90 |

| | |
|---|-----|
| 6.1.1. Реагенты-собиратели..... | 91 |
| 6.1.2. Реагенты-пенообразователи | 103 |
| 6.1.3. Реагенты-регуляторы | 107 |
| 6.1.4. Основные формы закрепления флотационных реагентов на поверхности частиц минералов и воздушных пузырьков | 115 |
| 6.2. Минерализация пузырьков воздуха при флотации | 117 |
| 6.3. Флотационные пены | 122 |
| 6.4. Флотационные машины | 123 |
| 6.5. Классификация флотационных машин | 125 |
| 6.5.1. Механическая флотационная машина системы «Механобр» | 125 |
| 6.5.2. Флотационные машины пневматического типа | 128 |
| 6.5.3. Колонная пневматическая флотационная машина | 130 |
| 6.5.4. Флотационная машина для пенной сепарации | 131 |
| 6.5.5. Пневмомеханические флотационные машины | 132 |
| 6.6. Технология флотационного обогащения руд | 133 |
| 6.6.1. Минералогический состав руды | 134 |
| 6.6.2. Крупность, измельчение..... | 135 |
| 6.6.3. Плотность пульпы | 136 |
| 6.6.4. Состав жидкой фазы пульпы | 136 |
| 6.6.5. Реагентный режим..... | 137 |
| 6.7. Схемы флотации | 137 |
| Глава 7. Обогащение химического сырья..... | 145 |
| 7.1. Апатитовые руды..... | 145 |
| 7.1.1. Краткая характеристика руд и требования к концентратам | 145 |
| 7.1.2. Технологические схемы и режимы обогащения | 146 |
| 7.2. Фосфоритные руды..... | 149 |
| 7.2.1. Краткая характеристика руд и требования к концентратам | 149 |
| 7.2.2. Технологические процессы обогащения фосфоритных руд | 150 |
| 7.2.3. Обогащение желваковых фосфоритов..... | 152 |
| 7.2.4. Обогащение пластовых фосфоритов..... | 154 |
| 7.2.5. Обогащение ракушечниковых фосфоритов | 157 |
| 7.3. Серные руды..... | 158 |
| 7.3.1. Характеристика руд и требования к качеству серы | 158 |
| 7.3.2. Методы обогащения руд самородной серы | 158 |
| 7.3.3. Схемы и режимы обогащения..... | 159 |
| 7.4. Калийные руды | 161 |
| 7.4.1. Характеристика руд и минералов | 161 |
| 7.4.2. Методы переработки и обогащения руд..... | 161 |
| 7.4.3. Технологические схемы обогащения и переработки руд | 164 |
| Список использованной литературы..... | 170 |