

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС

ПО КУРСУ:

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Отрасль знания	– 300 000 <i>Производственно-техническая сфера</i>
Отрасль образования	– 310 000 <i>Инженерное дело</i>
Направление образования	– 5314400 <i>Обогащение полезных ископаемых</i>

Навои – 2020 г.

Учебно-методический комплекс составлен в Навоийском государственном горном институте в соответствии с типовой учебной программой предмета — Технология обогащения нерудных полезных ископаемых для студентов обучающихся по направлению бакалавриата “Обогащение полезных ископаемых”.

Составители:

Азимов О.А. – заведующий кафедрой “Металлургия”, к.т.н., доцент

Саидахмедов А.А. – старший преподаватель кафедры “Металлургия”

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	4
Курс лекций	5
Методические указания для выполнения практических занятий	284
Темы для самообразования	371
Глоссарий	374
Раздаточные материалы	385
Тестовые материалы	399
Использованная литература	406

ВВЕДЕНИЕ

Современная технология переработки, обогащения и комплексного использования минерального сырья вплоть до безотходной технологии в горно-обогатительном производстве основана на применении методов обогащения полезных ископаемых, использующих различия в физических, магнитных, электрических, физико-химических и других свойствах разделяемых минералов. Эти методы позволяют также при грамотном их применении эффективно решать экологические проблемы горного производства: переработки и использования вскрышных пород накопившихся отходов, вторичного сырья, кондиционирования оборотных, очистки сточных вод и т.д.

К настоящему времени сформированы новые представления в области теории и технологии обогащения полезных ископаемых, созданы более совершенные техника и технология, новые методы комплексной их переработки с учетом охраны окружающей среды.

Назначения курса лекций – дать студентам горных специальностей необходимые знания технологических свойств полезных ископаемых, основ теории обогатительных процессов и конструкций наиболее распространенного оборудования для их осуществления. Ознакомить с современной технологией комплексной переработки и обогащения нерудных полезных ископаемых, технико-экономическими показателями, переработки и обогащения различных типов минерального сырья, создать необходимую основу для творческого решения будущими горными специалистами вопросов оптимального совмещения технологических процессов добычи и обогащения, повышения комплексности использования сырья, технологических, экономических и экологических показателей переработки и обогащения полезных ископаемых.

Лекция №1.

Тема: Введение. Классификация нерудных полезных ископаемых

План:

1. Минеральное сырье, его применение и классификация.
2. Технические требования к неметаллическому минеральному сырью.
3. Общие сведения о запасах нерудных полезных ископаемых в Республике.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал, нефть, горючие газы, горючие сланцы, .

1. Среди различных видов сырья, используемого народным хозяйством, большую роль играют полезные ископаемые.

Ископаемое топливо представляет собой один из основных источников получения энергии. Разнообразные руды дают народному хозяйству металлы для производства машин и других изделий. Химическая промышленность выпускает различные химические продукты на основе переработки, преимущественно, неметаллического минерального сырья. Строительное дело основано на использовании большого количества нерудных ископаемых – известняка, песчаника, гранита, глины, песка и разнообразных материалов, изготовляемых из них. Сельское хозяйство немыслимо без минеральных удобрений, восполняющих уносимые из почвы соли калия, фосфора, азота и др.

Многочисленные руды и породы, используемые в народном хозяйстве, можно классифицировать по разным признакам.

Наиболее приемлемой основой для технологической классификации полезных ископаемых является не их химический состав, а способ применения, определяемый совокупностью химических, физических и механических свойств полезного ископаемого, а также экономическими соображениями.

На этой основе ниже дается технологическая классификация полезных ископаемых, представляющая собой несколько видоизмененную классификацию, предложенную акад. А.Е. Ферсманом.

Ископаемые источники энергии

- 1) Угли (каменный, бурые, антрацит)
- 2) Нефть
- 3) Горючие газы
- 4) Горючие сланцы

5) Радиоактивные элементы

Руды металлов и металлы, встречающиеся в естественном состоянии

7) Железные руды.

8) Руды легирующих металлов - марганца, хрома, ванадия, никеля, вольфрама, молибдена, кобальта и др.

9) Руды тяжелых цветных металлов – меди, свинца, цинка, олова.

10) Руды легких металлов – алюминия, магния, бериллия.

11) Руды редких элементов–тантала, ниобия, церия, селена, теллура, таллия, германия, лития, и т. д.

12) Руды благородных металлов – золота, платины, серебра

Неметаллические полезные ископаемые

13) Естественные строительные материалы и сырье, для искусственных строительных материалов (нерудные ископаемые) – гранит, сиенит, порфир, базальт, кровельный сланец, песчаник, известняк, кварцевый песок, глина, асбест.

14) Сырье для вяжущих строительных материалов - мергель, известняк, глина, магнезит, гипс, битумы.

15) Сырье для удобрений и химическое – апатит, фосфориты, сильвинит, карналлит, сера, серный колчедан, поваренная соль, бокситы, борные руды, барит, плавиковый шпат, известняк, уголь, нефть, негорючие газы.

16) Флюсовое сырье – известняк, плавиковой шпат.

17) Керамическое, огнеупорное, кислотоупорное, стекольное сырье- глина, каолин, полевой шпат, пегматит, андалузит, диаспор, кварц, кварцит, магнезит, доломит, тальково-магнезитовый камень, графит, андезит др.

18) Техническое минеральное сырье: природные абразивные (шлифовальные) материалы - алмаз, корунд, наждак, гранат, кварцевый песок, трепел; тепло-и электроизоляционные материалы - асбест, слюда, диатомит, мрамор и т. д; электротехнические материалы- графит, технические камни агат, литографический камень и т.д.

19) Наполнители, минеральные пигменты и адсорбенты - мел, барит, тальк, каолин, графит, железненные глины, глауконит, бентонит, флоридин, диатомит, и т.д.

19 Руды драгоценных камней - алмаза, изумруда и т.д.

Для обозначения неметаллических полезных ископаемых еще в недавнее время пользовались термином «нерудные ископаемые». На самом деле нерудным ископаемыми называются только те из неметаллических полезных ископаемых, которые представляют собою породы и используются непосредственно без выделения из них полезных минералов. Примером

нерудных ископаемых могут служить естественные строительные материалы, а также сырье для них и вяжущих материалов.

2. Благодаря многообразию применения отдельных видов неметаллического минерального сырья, при использовании их для различных целей к ним предъявляются соответственно различные технические требования, зависящие от характера потребления.

Первое и основное требование состоит в том, чтобы содержание полезного компонента в сырье было достаточным. Нормы содержания полезного компонента в неметаллическом сырье по большей части очень высоки. Техническими требованиями к обогащаемым флюориту, апатиту, графиту, сере, андалузиту и т.д. предусматривается содержание полезных минералов в товарном сырье 90 – 95% и более.

Согласно другим техническим требованиям ограничивается содержание вредных примесей. Ничтожные количества последних, составляющие иногда десятые доли процента делают сырье, приемлемо по содержанию полезного компонента, непригодным для производства ответственных изделий. Так, содержание окислов железа в эмалевом сорте плавикового шпата или в стекольном песке не должно превышать 0,1 – 0,2%; содержание металлического железа в графите ограничивается сотыми долями процента.

3. При использовании полезных ископаемых в народном хозяйстве их приходится в большинстве случаев подвергать предварительной обработке. Последняя имеет цель увеличить содержание полезных компонентов в сырье и изменить его физические свойства для того, чтобы иметь возможность более выгодно использовать это сырье.

Так, например из руды чешуйчатого графита, содержащей подчас всего 5 – 6% графита, не могут быть изготовлены плавильные тигли, если содержание графита не увеличить до 86 – 90 %. Каолин нельзя применять в качестве наполнителя при производстве бумаги, если предварительно не снизить содержание в нем кварцевых частиц до 0,5 – 1,5 %. В каолине-сырце оно составляет десятки процентов. Талько– магнезитовый камень или медно – цинковая руда могут быть гораздо выгоднее использованы, если их предварительно разделить на отдельные компоненты.

Чистый мел, тальк или фосфорит нельзя использовать без предварительного измельчения, кварцевый песок с большим содержанием пылевидных частиц не годится для производства доброкачественного бетона.

Для повышения качества полезного ископаемого его подвергают обогащению. Обогащением называется совокупность операций механической обработки твердого полезного ископаемого, имеющих целью получить из него один или несколько продуктов с увеличенным содержанием полезных

компонентов или уменьшенным содержанием вредных примесей. С помощью такой обработки состав полезного ископаемого изменяется за счет удаления ненужных или вредных примесей. При этом состав самых полезных минералов, входящих в ископаемое, не подвергается изменениям. Этим обогащение отличается от химической и металлургической обработки полезных ископаемых, когда состав полезного минерала претерпевает изменение. Иногда при обработке полезного ископаемого изменяют только его физические свойства - зернистость, влажность и т.д. Обработку без изменения состава ископаемого следует называть механической обработкой полезного ископаемого.

Иногда термин «Обогащение» понимается более широко и применяется для обозначения всех процессов, в которых происходит разделение руды по минеральному составу или изменения его физических свойств. Однако более точно следует называть такую обработку первичной обработкой полезных ископаемых. Обогащение, является частью совокупности процессов, в результате которых из полезных ископаемых получают продукты, годные для использования в народном хозяйстве.

Контрольные вопросы:

- 1) В чем отличие между металлическими и неметаллическими рудами?
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых?

Лекция №2

Тема: Свойства алмазов и методы извлечения алмаза

План:

1. Свойства алмазов и области их применения.
2. Месторождения алмазов.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал, алмазы, нагрев, месторождения алмазов.

Алмаз – это редкий минерал и относится к драгоценным камням первого класса. Он состоит из чистого углерода и представляет собой одну из его кристаллических модификаций.

По состоянию на 01.01.2001 г. по объему прогнозных ресурсов Россия занимает первое место в мире. По разным оценкам они составили 35–50 % мировых [1–4]. Однако ресурсы категорий Р1 и Р2, служащие ближайшим резервом для прироста запасов, не превышают 16 % суммарных.

Основная часть прогнозных ресурсов страны (около 65 %) приходится на приполярные районы Западной Якутии с неразвитой инфраструктурой. Из них на районы действующих алмазодобывающих предприятий приходится не более 10 %. Около 20 % ресурсов располагается в Архангельской области и только 10 % – в промышленно-развитых районах европейской части России.

По разведанным запасам Россия также занимает первое место в мире. Последние существенно превосходят суммарные разведанные запасы всех остальных стран мира, вместе взятых.

Качество алмазов в эксплуатируемых трубках России в среднем сопоставимо с качеством камней в главных месторождениях мира, но средние содержания алмазов в них выше, чем в большинстве зарубежных объектов.

За 2003 г. в России добыто 33 млн. карат необработанных алмазов на 1,7 млрд дол. На втором месте находится Ботсвана. Всего в мире за год добывается около 150 млн кар (или 30 т). Основная часть приходится на Ботсвану, ЮАР, Канаду и Россию.

Основной недропользователь в сфере добычи алмазов в России – АК «АЛРОСА», которая является владельцем прав на разработку всех коренных и большей части россыпных месторождений алмазов в Республике Саха (Якутия). Правами на эксплуатацию россыпей в Анабарском и Приленском районах владеют две небольшие дочерние фирмы АК «АЛРОСА» – «ОАО Нижне-Ленское» и «ООО Алмазы Анабара».

Россия – второй в мире производитель алмазов (на ее долю приходится около четверти продаж), которая в 2,5 раза отстает от De Beers. По предварительным данным алмазная госмонополия «АЛРОСА» в 2005 г. продала камней на 2,55 млрд дол. (в основном через компанию De Beers).

Цены уже проданных камней довольно стабильны и составляют 58 дол. за карат. Российские алмазы оценили дешевле – 51 дол. за карат.

Свойства алмазов и области их применения

Удельный вес алмазов колеблется от 3,47 до 3,56 г/см³ и зависит от структуры камня, содержания примесей и их количества. Средний удельный вес алмазов равен 3,52 г/см³. Алмазы карбонадо вследствие их пористости и наличия включений угля и графита обладают обычно низким удельным весом, который колеблется от 3,012 до 3,416 г/см³.

Алмазы преимущественно бывают бесцветные и прозрачные, но встречаются и алмазы с различными оттенками – коричневого, красного, желтого, синего, голубого, зеленого и других цветов. Известны также алмазы черного цвета. Предполагают, что окраска алмазов зависит от примесей различных металлов, присутствующих в незначительных количествах. Часто окраска алмазов обусловлена включениями, появившимися или в процессе роста кристалла, или после его образования. Встречаются кристаллы алмаза в «рубашке», состоящей из окислов железа, марганца и кальция.

Абсолютно прозрачные алмазы – голубовато-белые кристаллы, или алмазы чистой воды, – довольно редки и очень высоко ценятся.

При нагревании окраска некоторых алмазов может изменяться, но со временем их первоначальный цвет восстанавливается. Иногда окраска алмаза бывает связана с поверхностными зонами кристалла и исчезает после огранки. Облучение алмазов в атомном реакторе изменяет их цвет. Одновременно с изменением окраски алмазы приобретают радиоактивные свойства, которые исчезают через несколько дней.

В настоящее время алмазы можно окрашивать в голубой цвет искусственно – путем соответствующей бомбардировки электронами или гамма-лучами.

Прозрачные кристаллы отличаются очень сильным алмазным блеском, у непрозрачных он слегка жирноватый и металлический. Сильный блеск алмаза обусловлен высоким показателем преломления и большой дисперсией. Показатель преломления его колеблется от 2,402 до 2,465, дисперсия составляет 0,063.

Луч света, входя в кристалл, претерпевает у противоположной поверхности полное внутреннее отражение, а при выходе снова распадается на составные лучи спектра и дает ту замечательную игру цветов, которая так ценится в ювелирных алмазах.

Под действием некоторых лучей алмазы излучают видимый свет – люминесцируют. Цвет и интенсивность свечения в различных лучах изменяются в больших пределах. Катодные и рентгеновские лучи вызывают свечение почти всех разновидностей алмазов, в ультрафиолетовых лучах светятся только некоторые из них. В катодных лучах светятся также многие другие минералы, поэтому в обоганительной практике применяются в основном рентгеновские лучи, которые обеспечивают высокую селективность и почти полное свечение в них кристаллов алмаза. В качестве возбудителей люминесценции алмазов используют также облучение γ - и β -частицами – радиоактивное излучение изотопов. Алмазы карбонадо не люминесцируют, но в катодных лучах светятся красным цветом.

Алмаз не магнитен, но отдельные его разновидности обладают слабыми парамагнитными свойствами, близкими к свойствам кварца. Магнитные свойства некоторых кристаллов алмаза могут вызываться присутствующими в них включениями, имеющими повышенную магнитную проницаемость (магнетит, ильменит).

Обычные алмазы не электропроводны, но некоторые разновидности обладают пиро- и пьезоэлектрическими свойствами. В результате облучения отдельных кристаллов алмаза ультрафиолетовыми или другими лучами они приобретают свойство фотопроводности – начинают заметно проводить электричество. При трении кристаллов о сукно они электризуются положительным зарядом.

В настоящее время делаются попытки вводить мельчайшие частицы алюминия в обычные алмазы диффузией при высоких температурах. Эксперименты показывают, что введение таких примесей является одним из методов превращения обычных алмазов в полупроводники без ухудшения их основных свойств.

Установлено, что алмазы могут применяться в качестве заменителей кристаллов германия и кремния в полупроводниках – триодах (транзисторах) для промышленных и оборонных целей. Несмотря на то, что большинство алмазов являются непроводниками, некоторые голубые алмазы, представляющие собой хорошие полупроводники, могут работать в транзисторах. Если германиевый транзистор может быть использован при температурах до 75 °С, а транзистор из кристалла кремния – при температурах

до 125 °С, то алмазные транзисторы могут применяться при температурах до 500 °С.

Голубые алмазы могут быть применены для измерения малейших изменений температуры. Чувствительность алмаза как элемента термометра (термистора) достигает 0,002 °С. Они могут успешно конкурировать с другими термисторами вследствие высокой кислотоупорности и термостойкости. Полагают, что эти алмазы могут сыграть важную роль в космических полетах и в медицине.

Алмазы не растворяются в кислотах и царской водке даже при нагревании. В расплаве соды или калиевой селитры или при кипячении со смесью двухромовокислого калия и серной кислоты поверхность алмаза окисляется.

Алмаз хорошо проводит тепло. Продолжительное нагревание в воздухе при температуре 850–1 000 °С или быстрое разогревание в струе кислорода при температуре 720–800 °С приводит к сгоранию алмаза, который превращается в углекислоту. При нагревании без доступа воздуха до 2 000–3 000 °С алмаз переходит в графит.

Крупность алмазов измеряется в метрических каратах: один метрический карат равен 0,2 г. Самый крупный из найденных алмазов («Куллинан») весил 3 025,75 кар. Однако кристаллы крупнее 1 кар встречаются редко, алмазы весом в несколько десятков карат считаются уже большой редкостью.

По назначению алмазы разделяют на ювелирные и технические. До 80 % добываемых в мире алмазов используется в промышленности и около 20 % применяется как ювелирные. В настоящее время легче назвать области науки и техники, где алмазы не используются, чем перечислить все области, где они применяются или могут применяться.

Наиболее крупные и красивые кристаллы алмазов являются драгоценными камнями, используются в ювелирном деле и называются ювелирными алмазами. Ювелирные алмазы лучшего качества должны иметь совершенную форму, высокую прозрачность, красивую и равномерную окраску без трещин и включений. По степени прозрачности и блеску различают камни первой, второй и третьей воды. После огранки ювелирные алмазы называют бриллиантами.

К техническим относятся алмазы, непригодные для ювелирных целей. Среди них различают несколько сортов: борт, карбонадо, баллас.

В число технических алмазов включают также алмазы ювелирного размера, но не обладающие качествами, позволяющими использовать их как ювелирные.

К бортам относят недостаточно чистые камни или сростки кристаллов. В зависимости от внешней формы, цвета, наличия трещин их делят на несколько классов. Дробленный борт представляет собой определенный тип алмазов, имеющих радиальную или беспорядочную кристаллическую структуру без ясных плоскостей расслаивания, пригодных только для дробления и получения из них таким путем порошка.

Карбонадо – это разновидность алмазов мелкокристаллической структуры и темной окраски. Цвет у них бывает от черного до темно- синего. Поверхность кристалла – черная, блестящая, со смолистым или полуметаллическим оттенком.

Балласы – это те же борты, но шарообразной формы. Ядро балласа имеет крупнокристаллическое строение, поверхность у него – тонкозернистая. Эта особенность строения балласов делает их более крепкими по сравнению с бортами.

Технические алмазы благодаря высокой твердости применяются в стекольной промышленности, граверном деле, точной механике, в производстве режущего инструмента и первоклассного абразива.

Алмазы находят применение в качестве подшипников в хронометрах, счетчиках, измерительных и других приборах, где требуется высокая точность. Такие важные свойства, как большая твердость, высокое сопротивление истиранию, низкий коэффициент трения, весьма малые коэффициенты линейного и объемного расширения, сопротивление коррозии делают алмазы идеальным подшипниковым материалом.

Алмазные волокна незаменимы для волочения проволоки, для которой требуется особая точность размера, совершенная округлость и гладкая поверхность. Стойкость алмазных волокон в сотни раз выше стойкости твердосплавных волокон. Они обеспечивают получение проволоки с более жесткими допусками и высокую производительность волочения.

Крупнейшим потребителем алмазов среди капиталистических стран являются США. За неимением собственных источников алмазного сырья США приходится ввозить в большом количестве ограненные технические алмазы и алмазные инструменты из Европы, Израиля и других стран. США ежегодно ввозят 60–80 % всей мировой добычи алмазов. Однако удельный вес США в потреблении технических алмазов за последние годы снижается. Это объясняется резким увеличением потребления алмазов в других странах.

Так, Япония потребляет большое количество алмазной пудры, в виде которой в последнее время используется около 85 % всего количества технических алмазов, потребляемых в стране. Здесь имеется много

предприятий по производству алмазного инструмента – стеклорезов, волок, буровых коронок и инструмента для правки шлифовальных кругов.

Неизменно возрастает потребление ювелирных алмазов, и спрос на них значительно превышает предложение. Одновременно развивается и гранильное производство, сосредоточенное в настоящее время в Бельгии, Израиле, США, Германии и ЮАР. Эти страны являются главными потребителями ювелирных алмазов.

Месторождения алмазов

До сравнительно недавнего времени основное значение в добыче алмазов имели современные и более древние третичные, преимущественно аллювиальные, россыпи. Доля их в мировой добыче превышала 90 %, но за последние годы она заметно снизилась (примерно до 65 %) в связи с истощением многих богатых россыпей и открытием богатых коренных месторождений.

Среди коренных месторождений различают два типа: кимберлитовый и перидотитовый. Все известные промышленные месторождения алмазов принадлежат к кимберлитовому типу. Крупных коренных месторождений перидотитового типа не обнаружено, но считают, что отдельные россыпи образовались из алмазосодержащих пород этого типа.

Кимберлиты залегают в месторождениях преимущественно в виде трубчатых тел, реже встречаются жилы и дайки. В настоящее время известны сотни кимберлитовых трубок, а также ассоциирующих с ними сходных по составу дайкоподобных образований, особенно широко распространенных в странах Африки и в ряде восточных районов России. Падение трубок обычно очень крутое, в верхней части трубок имеется раструб. Диаметр трубок изменяется от 40 до 60 м. Жилы и дайки имеют мощность от нескольких сантиметров до нескольких десятков метров и длину по простиранию от нескольких метров до десятков километров.

Трубки заполнены ультраосновной глубинной плотной туфообразной породой – кимберлитом, главной составной частью которой является оливин. Помимо оливина, в состав кимберлита входят пироп (красно-фиолетовый гранат), хромдиопсид (моноклинный пироксен), шпинель, хромит, корунд, рутил, ильменит, кальцит, доломит, халцедон и другие изверженные, метаморфические и осадочные породы.

В верхних частях трубки кимберлит подвергается разложению в результате процессов выветривания. Глубина и степень выветривания зависят от характера кимберлита, климатических условий, времени и других факторов, а интенсивность выветривания прослеживается до глубины 40 м. В

южноафриканских трубках порода в верхней выветрелой зоне имеет желтую окраску, откуда и получила название «желтая земля». По мере уменьшения степени выветривания с глубиной окраска становится голубоватой и порода называется «голубой землей».

На происхождение алмазов в кимберлитах существует несколько точек зрения. Согласно одной из них алмазы выкристаллизовались из магмы под большим давлением и при высокой температуре и были затем вынесены в верхние части трубок. По другим воззрениям алмазы образовались из близлежащих пород, захваченных кимберлитовой магмой. Третьи считают, что алмазы были вынесены кимберлитовой магмой из глубинных частей земной коры. Наиболее вероятной считают первую точку зрения.

Среднее содержание алмазов в отдельных частях трубок подвержено большим колебаниям. В наиболее богатых трубках оно достигает нескольких карат на 1 м³ породы. С глубиной содержание алмазов обычно уменьшается.

Алмазные россыпи, как и россыпи других полезных ископаемых, образуются в течение длительных этапов геологической истории, характеризующихся интенсивным развитием эрозионных процессов. На протяжении каждого из этих этапов происходит разрушение первичных и вторичных месторождений алмазов. Продукты разрушения перемещаются вниз по склонам возвышенностей, а затем вдоль речных долин до побережья океанов, морей и других крупных водоемов. На всем пути миграции выветрелого материала в определенной последовательности возникают различные генетические типы россыпей.

Среди алмазных россыпей выделяют несколько генетических типов, а именно: элювиальные, делювиальные, аллювиальные, ложковые и морские россыпи. Различают россыпи древней и современной речной сети. К россыпям древней речной сети относят долинные и верхних террас, к современным – русловые и нижних террас. Имеются и промежуточные типы. Древние россыпи обычно представлены плотными песчаниками и конгломератами. Современные россыпи состоят большей частью из рыхлых пород – гравия, песка и глины.

В элювиальных россыпях концентрация алмазов происходит в результате выщелачивания и выдувания из кимберлитов мелких и растворимых компонентов. Наиболее интенсивно эти процессы протекают в областях с влажным и теплым климатом.

Делювиальные россыпи, за редким исключением, имеют незначительное промышленное значение вследствие того, что они сильно разубожены пустым материалом подстилающих и окружающих пород.

Аллювиальные алмазные россыпи бывают самых разнообразных размеров. Длина их обычно не превышает нескольких километров при ширине

100–200 м. Мощность алмазоносного пласта небольшая – 0,2–0,8 м и редко бывает более 1 м.

Морские россыпи возникают в прибрежной полосе обычно в районе устьев алмазоносных рек и обязаны своим происхождением действию морских течений на материал подводных дельт.

Содержание алмазов в россыпях сильно колеблется: наряду с совершенно пустыми участками имеются участки, содержащие в разрабатываемых россыпях обычно не ниже 0,1 кар на 1 м³.

Промышленные месторождения алмазов – кимберлитовые трубки, древние и современные россыпи – известны только на древних платформах, в тех частях, где широко развит кимберлитовый и ультраосновной – щелочной с карбонатитами магматизм.

Наибольшее число кимберлитовых трубок (более 1 000) установлено на африканской платформе. Южно-Африканская, охватывающая Намибию, Ботсвану, ЮАР и Лесото. В ЮАР находится более 300 кимберлитовых трубок.

Якутская (Сибирская) алмазоносная провинция располагается между Тунгусской синеклизой с широко проявленными эффузивными трапами и Предверхожанским прогибом. Выявленные здесь кимберлитовые трубки группируются в несколько алмазоносных полей.

Промышленная алмазоносность, связанная как с кимберлитами, так и с россыпями (преимущественно), характерна также для Южно-Американской, Китайско-Корейской, Южно-Китайской и Австралийской платформ. Прогнозируемые объемы производства алмазов в России показаны в табл. 2.1.

Таблица 2.1.

Прогнозируемые объемы производства алмазов в России, млн дол. США

Год	2002	2004	2010	2020
Прогнозируемые объемы	1100	1000	2300	3000

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами?
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых?

Лекция №3

Тема: Дезинтеграция алмазных руд

План:

1. Дезинтеграция песков и руд алмазов.
2. Процессы гравитационного метода обогащения алмазных руд.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Извлечение алмазов отличается от других полезных ископаемых некоторыми особенностями. Содержание алмазов в исходном сырье составляет всего 0,000 005 %. Кроме того, в процессе обработки руды необходимо осторожно применять операции дробления и измельчения ввиду хрупкости алмазов и резкого снижения их ценности с уменьшением размеров кристаллов.

Технология извлечения алмазов обычно включает:

- дезинтеграцию исходного сырья и превращение его в рыхлую смесь для освобождения алмазов от их связи с другими компонентами;
- получение первичных концентратов разделением рыхлой смеси на два продукта, в одном из которых, значительно меньшем по объему, сконцентрированы алмазы;
- извлечение алмазов из полученных таким образом первичных концентратов.

При обогащении кимберлитов и песков россыпных месторождений применяют в основном одни и те же процессы.

Дезинтеграция песков и руд коренных месторождений

Дезинтеграция имеет целью высвободить из вмещающей массы алмазы. В результате этого процесса получается рыхлая смесь, позволяющая отделить алмазы от пустой породы. Россыпи уже в естественном состоянии в значительной степени разрыхлены, поэтому при их обработке применяют простейшие способы дезинтеграции и промывку. Дезинтеграция руд коренных месторождений более сложна, так как в них кристаллы алмаза прочно связаны с пустой породой. В этом случае применяют дробление или разрыхление в процессе выветривания.

В качестве способа активации процесса разрушения кимберлитовых пород испытан электрохимический метод обработки минерализованной воды перед подачей ее в мельницу самоизмельчения. Разработанный способ обеспечивает сохранность кристаллического материала и целенаправленное

изменение свойств поверхности алмазов в момент их раскрытия для подготовки алмазосодержащего материала перед физико-химическими процессами обогащения.

Для решения вопроса повышения качественных и цветовых характеристик алмазных кристаллов предложен метод очистки их поверхности электрохимически обработанными водными системами, позволяющими без применения химических реагентов не только повысить качество обрабатываемой поверхности, но и сократить расход концентрированных кислот и щелочей на аналогичные операции в цехе окончательной доводки алмазных концентратов. Высокое насыщение продуктов электрохимической обработки мелкодисперсными электролизными газами позволяет им проникать по поверхностным трещинам в глубь кристалла, а высокая концентрация содержащихся в них определенных химических веществ, полученных электрохимическим путем и обладающих высокой химической активностью, делает возможным растворение мазутных и нефтяных вкраплений внутри трещин с последующим выделением на поверхности кристалла.

С целью доочистки поверхности алмазов, а также для снижения расхода кислот и щелочей и нейтрализации кислых продуктов в схеме ЦОД МГОКа были разработаны экспериментальные модули электрохимической установки ЭХАН, предназначенной для получения продуктов электрохимически обработанной воды с различными кислотно-основными и окислительно-восстановительными свойствами.

В процессе испытаний были выполнены эксперименты по использованию кислых и щелочных продуктов электролиза водных систем для сокращения расхода кислот и щелочей в технологическом процессе очистки и окончательной доводки алмазных концентратов, а также для нейтрализации кислых стоков. Была установлена технологическая целесообразность применения щелочного продукта электролиза – католита для нейтрализации кислых стоков технологического процесса с исключением химического реагента – едкого натрия. В настоящее время проводится реконструкция ЦОД с учетом применения разработанной технологии электрохимической подготовки водных систем в технологической схеме окончательной доводки алмазных концентратов.

Алмазонасные кимберлитовые трубки разбросаны по обширной территории в практически неосвоенных, малопригодных для постоянного проживания, незаселенных районах. Поэтому строительство в таких местах крупных горно-обогатительных комбинатов, которые окажутся не востребованными после завершения эксплуатации коренных источников или россыпей, нецелесообразно. Создание модульных обогатительных установок –

одно из возможных направлений освоения месторождений заполярных территорий.

Все операции рудоподготовки и предварительного обогащения на отдаленных и малопродуктивных месторождениях могут быть осуществлены на связанных между собой модульных установках по типу промывочных приборов, широко используемых при обогащении россыпного золота. С помощью такого комплекса с 1000 т переработанной руды может быть получено лишь несколько сотен килограммов обогащенного продукта, который может быть доставлен, например вертолетом, на ближайшую действующую обогатительную фабрику для дальнейшего обогащения и окончательной доводки.

Компания Diamond Claimer начала производство передвижных автономных машин для извлечения алмазов, в которых процесс извлечения включает засасывание алмазоносного материала с разгрузкой в промывочный барабан отверстиями диаметром 6 мм, оборудованный орошающими штангами. Для обезвоживания первичного концентрата используется грохот с отверстиями диаметром 1 мм. Концентрат поступает в концентрационный лоток с вертикальным валом, оборудованным горизонтальными рукоятями с полиуретановыми скребками. Вращение лопастей приводит к перемещению тяжелых минералов на периферию лотка с разгрузкой через небольшой бункер на жировой концентрационный стол с тремя наклонными ступенчатыми качающимися плитами.

Пески россыпных месторождений представляют собой в основном разрыхленный материал, в котором составляющие компоненты находятся в свободном состоянии. Поэтому при их обработке ограничиваются обычно простыми способами дезинтеграции – отмывкой глины и грохочением.

Дезинтеграция песков часто совмещается с операцией классификации по крупности. Для этой цели широко применяют барабанные грохоты, которые во многих случаях вытеснили другие типы грохотов. Крупные фракции песков и коренных пород отделяются на колосниковых грохотах.

Разрыхление глин в простом дезинтеграторе, например в бутаре, часто не дает положительных результатов, поэтому для такого типа песков применяют специальные аппараты.

Дезинтеграция коренных пород – более сложный процесс, так как кристаллы алмазов прочно связаны с пустой породой. Известны два способа дезинтеграции коренных пород: выветривание и механическое дробление.

За последнее время почти все фабрики перешли на механическое дробление и редко где применяется выветривание. Чтобы не повредить алмазы, не допускают большой степени дробления. Степень дробления определяют

опытным путем на каждом предприятии и колеблется она от 2 до 5. Необходимость полной сохранности кристаллов алмазов заставляет производить дробление в несколько стадий с включением после каждой из них обогатительных операций, благодаря которым из дальнейшей обработки исключается часть материала, уже не требующая дробления. Как правило, дробление является трехстадиальным, кроме того, часто производится додробливание хвостов. Для крупного и среднего дробления обычно используются конусные дробилки.

Мелкое дробление производится в конусных и валковых дробилках. При дроблении на валках степень дробления принимается минимальной – не более 1,5–2.

Кимберлитовая порода при дроблении раскалывается по плоскостям спайности отдельных компонентов, в результате чего алмазы легко выкрашиваются из нее.

В настоящее время на передовых зарубежных предприятиях для дезинтеграции алмазоносных кимберлитов применяется стадийное дробление в дробилках безударного действия с обогащением между стадиями. Дробление руд в России (Якутских) алмазных месторождений с высоким содержанием глины и ископаемого льда имеет весьма низкую эффективность. Поэтому на отечественных алмазоизвлекающих фабриках основным процессом дезинтеграции исходного сырья и промпродуктов стал процесс мокрого самоизмельчения в мельницах большого диаметра (мельницы типа ММС 70х23, СТЭ 90х30А, Роксайд). Вместе с тем крупные промпродукты не содержат глины и, следовательно, могут успешно додробливаться.

Сочетание самоизмельчения со стадийным дроблением в схемах рудоподготовки отечественных фабрик позволило бы снизить удельный расход электроэнергии, так как процесс дробления менее энергоемок и сократить число дорогостоящих мельниц. Однако еще более важными показателями в данном случае могут служить выход алмазов из сырья и их товарная стоимость, что определяется избирательностью процессов дезинтеграции. Для прогноза эффективности применения указанной схемы достаточно определить относительную избирательность процессов.

Внедрение вибромельниц ВМ-200м на обогатительных фабриках позволило значительно повысить извлечение алмазов физико-химическими методами обогащения.

Процессы гравитационного метода обогащения алмазных руд

Для получения грубых концентратов используют гравитационные процессы – концентрацию в чашах, отсадку, обогащение в тяжелых суспензиях, на винтовых сепараторах и столах. Эти процессы основаны на несколько большем удельном весе алмазов по сравнению с минералами пустой породы.

Конечная обработка гравитационных концентратов для сокращения их объема и извлечения алмазов осуществляется различными методами. Для этой цели используют обогащение на липких поверхностях (жировой процесс), электрическую сепарацию, избирательное измельчение, рентгенолюминесцентную сепарацию, флотацию, разделение в тяжелых жидкостях и ручную сортировку.

Концентрация в чашах применяется с равным успехом как для обработки песков, так и для обработки руд коренных месторождений. Чаша представляет собой металлический кольцеобразный сосуд с вертикальными стенками. Иногда стенки по внешней окружности делаются слегка наклонными.

Для удаления хвостов и шламов в чашах предусмотрен сливной порог в виде прямоугольного выреза со стороны внутренней стенки. Высота и ширина порога регулируется в зависимости от характера обрабатываемого материала.

Для взмучивания материала и перемещения концентрата по дну чаши к выпускному отверстию имеется специальный механизм.

Производительность чаши зависит от ее размеров (производительность чаши диаметром 4270 мм колеблется от 25 до 40 т /ч) и в большей степени от характера обогащаемого сырья. Так, при обработке алмазосодержащих туфов месторождения Маджагаван (Индия) максимальная производительность чаши диаметром 2 440 мм составляет только 5 т/ч.

Извлечение алмазов в концентрационных чашах составляет 80–90 %, иногда оно достигает 95 % и более.

Слив первичных чаш часто обрабатывают вторично в контрольных чашах. Концентраты с обеих чаш объединяют и направляют в дальнейшую обработку. Иногда применяется трехкратная обработка в концентрационных чашах. Концентрационные чаши применяют на многих предприятиях: они установлены не только на старых, но и на вновь построенных или реконструированных фабриках. Достоинствами этих аппаратов является простота устройства, большая производительность, малый расход воды и сравнительно высокая степень концентрации. Отделение тяжелых минералов от пустой породы в концентрационных чашах особенно эффективно, если в руде имеется соответствующее количество глины для образования пульпы (ванны),

которая способствует выносу легких частиц руды, не препятствуя осаждению тяжелых минералов.

Отсадка до недавнего времени была одним из наиболее распространенных процессов гравитационного обогащения алмазосодержащих руд и россыпей.

При обогащении алмазов отсадка может производиться без постели с разгрузкой концентрата с решета и с искусственной постелью с разгрузкой концентрата под решето. Отсадка без постели обычно применяется при незначительном содержании тяжелой фракции в обогащаемом материале. В этом случае концентрат снимают с решета два-три раза в смену. Чаще всего отсадку проводят с искусственной постелью с получением подрешетного концентрата.

Обогащаемый материал перед отсадкой подвергается классификации по узкой шкале. Коэффициент шкалы классификации обычно не превышает 2.

К недостаткам отсадки относятся большой удельный расход воды, значительное число работающих агрегатов, необходимость большого штата обслуживающего персонала, большой расход сит на предварительное грохочение перед отсадкой и в отсадочных машинах.

В России для обогащения алмазов с разгрузкой с решета используются отсадочные машины типа МОД-4, с разгрузкой концентрата под решето – машины серии МО-105, МО-212, МО-318, а также применяются машины типа ОПМ-12, ОПМ-13 и ОПМ-14.

Концентрация на винтовых сепараторах применяется для обогащения мелкого класса (менее 2 мм). У нас используются винтовые сепараторы типа СВ-2-200, СВ-1500А. Сепаратор СВ-1500А состоит из винтового желоба в 3,5 витка, укрепленного на каркасе. В середине имеется центральная труба, к которой крепится желоб. Внешний борт винтового сепаратора желоба выше внутреннего и верхняя кромка предотвращает перелив питания. Выход концентрата составляет 35–40 %.

Обогащение в тяжелых суспензиях в настоящее время получило широкое применение на многих фабриках. Благодаря простоте, высокой эффективности и экономичности этот метод во многих случаях вытеснил отсадку и концентрацию в чашах. Обогащение в тяжелых суспензиях осуществляется в сепараторах, а мелкого материала (менее 1,5 мм) – в гидроциклонах, которые обеспечивают достаточную четкость разделения при плотности суспензии значительно меньшей, чем в обычном сепараторе. В качестве утяжелителя используют измельченный магнетит или ильменит, которые часто получают попутно в процессе извлечения алмазов при доводке концентратов, а также молотый гранулированный ферросилиций.

На протяжении нескольких лет у нас и за рубежом ведутся исследования по обогащению алмазосодержащих руд и россыпей в тяжелых жидкостях – Клеричи, М-45, сульфамате свинца, тетрабромэтаноле и др.

При испытаниях с применением гидроциклона получено извлечение более 99 % алмазов крупностью до 0,000 33 кар. Для хорошего разделения в тетрабромэтаноле необходимы гидроциклоны малого диаметра.

Предполагается, что в результате этих исследований может быть разработан комбинированный процесс с применением последовательной обработки в тяжелых суспензиях и тяжелых жидкостях, который сможет заменить обогащение в концентрационных чашах, отсадку, жировой процесс и ручную сортировку.

Для гравитационного обогащения алмазов в зарубежной практике большое внимание уделяется трубчатому гидравлическому сепаратору «Лаводюн». Для обогащения более тонкого материала сконструирован аппарат «Лавофлюкс», разделение в котором происходит в ламинарном потоке. Обогащение производится в наклонных трубках прямоугольного сечения. Обогащаемый материал подается в аппарат несколько ниже середины трубы. Тяжелые минералы оседают в нижней части трубы, образуя в этом месте подвижную постель. Осевшие частицы скользят в сторону разгрузки тяжелой фракции и попадают в боковое отверстие, через которое тяжелая фракция поступает в трубку и удаляется из аппарата.

Контрольные вопросы:

- 1) Опишите процесс гравитационного обогащения алмазных руд.
- 2) В чем отличие между процессом отсадки и обогащения в тяжелой среде алмазных руд?
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых?

Лекция №4

Тема: Методы обогащения алмазных руд

План:

1. Обогащение алмазных руд фотометрическим сепаратором.
2. Люминесцентная сепарация алмазных руд.
3. Флотационное обогащение алмазных руд.

Ключевые слова: фотометрическая сепарация, люминесцентная сепарация, полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал, флотация.

Фотометрическая сепарация

При фотометрической сепарации используется высокая отражательная и рассеивающая способность алмазов, резко отличающая их от сопутствующих минералов. В этом процессе на алмазосодержащий материал направляется пучок света, который, отражаясь, попадает на фотоэлемент, представляющий собой часть электрической цепи. В цепи возбуждается ток и срабатывает автоматическое устройство, позволяющее отделить алмазы с некоторым количеством зерен пустой породы от материала, не содержащего алмазы.

Впервые фотометрический сепаратор был испытан в производственных условиях на руднике «Премьер» (ЮАР), где алмазы извлекают из кимберлитов, а затем на предприятии фирмы КДМ, где алмазы встречаются в аллювиальных песках.

Исследовательской лабораторией в Йоганнесбурге разработана установка с сепаратором для извлечения крупных алмазов. Она состоит из бункера для исходного материала, конвейера с резиновой лентой, ленточного питателя, обеспечивающего равномерное распределение на ленте обрабатываемого материала при достаточном расстоянии между частицами алмазов и породы. На пути от бункера к световому потоку располагается экран, заслоняющий световой поток, который падает на движущийся по ленте материал от оптической системы, воспринимающей свет, отраженный поверхностями алмазов. Частично свет отражают и некоторые минералы пустой породы, но его интенсивность очень мала и при достаточно больших расстояниях между частицами этих минералов оптическое устройство не приводит в действие исполнительный механизм.

Люминесцентная сепарация

Люминесцентная сепарация – это метод разделения, основанный на избирательной способности алмазов излучать видимый свет – люминесцировать. Явление люминесценции алмазов складывается из двух процессов – поглощения возбуждаемой энергии и ее излучения. Люминесценция алмазов возбуждается поглощением ультрафиолетового, рентгеновского и гамма-излучения, а также бомбардировкой частицами высокой энергии (катодными лучами, бета- и альфа-частицами). Для извлечения алмазов практическое применение нашли рентгенолюминесценция и радиолюминесценция.

Причина люминесценции алмазов до сих пор точно не установлена. Принято считать, что она обусловлена примесями, присутствующими в кристаллической решетке алмаза, но этой точке зрения противопоставляются соображения индийских физиков, которые объясняют люминесценцию алмазов особенностью их структуры.

Цвет и интенсивность рентгенолюминесценции отличаются у различных алмазов. Цвет изменяется от голубого и желтого до розового. С увеличением размера кристаллов алмаза интенсивность свечения повышается, но встречаются алмазы, не подчиняющиеся этой закономерности. Черные, непрозрачные алмазы (баллас, карбонадо), состоящие из мелких, беспорядочно ориентированных кристаллов, не люминесцируют.

В простейшем виде люминесцентная сепарация осуществляется в аппарате с визуальным обнаружением алмазов, светящихся в рентгеновских лучах, и ручным удалением кристаллов.

В автоматически действующих рентгенолюминесцентных сепараторах вместо визуального обнаружения и ручного удаления алмазов с транспортной ленты применяется фотоэлектронный умножитель, преобразовывающий световой импульс люминесценции в электрический, и исполнительный механизм, отбрасывающий светящиеся кристаллы алмаза в приемник.

Работа люминесцентного сепаратора основана на использовании избирательной люминесценции алмазов при возбуждении их источником ионизирующего излучения. Световая вспышка усиливается фотоумножителем, и электрический импульс заставляет срабатывать механическое устройство, отделяющее алмаз и некоторое количество породы в приемник.

Наряду с алмазами люминесцируют и некоторые сопутствующие минералы (циркон, шеелит, разновидности кальцита и др.). Количество световых вспышек на сепараторе поэтому обычно превышает количество содержащихся в материале кристаллов алмаза. В связи с этим выход

концентрата увеличивается. В случае большого количества других люминесцирующих минералов этот метод извлечения алмазов становится непригодным.

На обогатительных фабриках АК «Алмазы России – Саха» рентгенолюминесцентной сепарацией получают алмазы в количестве, определяющем более 90 % стоимости товарной продукции.

Эффективность применения РЛ-сепараторов российского производства определяется низкими затратами на обогащение руды крупностью +5 мм, высокими показателями извлечения алмазов, степенью сокращения руды и автоматизации технологического процесса, экологической чистотой технологии. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов показана на рис. 3.1.

Спецификой северных условий является необходимость разогрева мерзлых руд перед обогащением, который осуществляется в мельницах самоизмельчения. Процесс рудоподготовки заканчивается формированием потоков мокрой руды различных классов крупности. Добыча алмазов из руды крупностью +5 мм производится с применением только РЛ-сепараторов. При добыче алмазов из руды крупностью –5 мм РЛ-сепараторы используют на стадиях предварительной и окончательной доводки, в перечистных и контрольных операциях.

Основным направлением дальнейшего развития и совершенствования РЛ-сепарации алмазосодержащих руд с целью снижения эксплуатационных затрат и повышения качества продукции является создание гибких, управляемых, адаптируемых к изменению свойств обогащаемой руды и условиям эксплуатации РЛ-сепараторов повышенной производительности, селективности, надежности и стабильности работы.

Повысить эффективность селективности процесса сепарации можно за счет использования различий в кинетике рентгенолюминесценции сепарируемых минералов.

Для этого устройство содержит транспортирующий механизм, источник импульсного возбуждения, фотоприемник, установленный со стороны падающего рентгеновского излучения или со стороны, противоположной падающему рентгеновскому излучению, выход которого соединен с входом блока выработки сигналов интенсивности люминесценции, блок выработки команд с исполнительным механизмом. При этом оно снабжено блоком вычисления величины соотношения компонента люминесценции, один вход которого соединен с выходом источника импульсного возбуждения, выход соединен с входом блока выработки команд с исполнительным механизмом, а

второй вход соединен с выходом блока обработки сигналов интенсивности люминесценции.

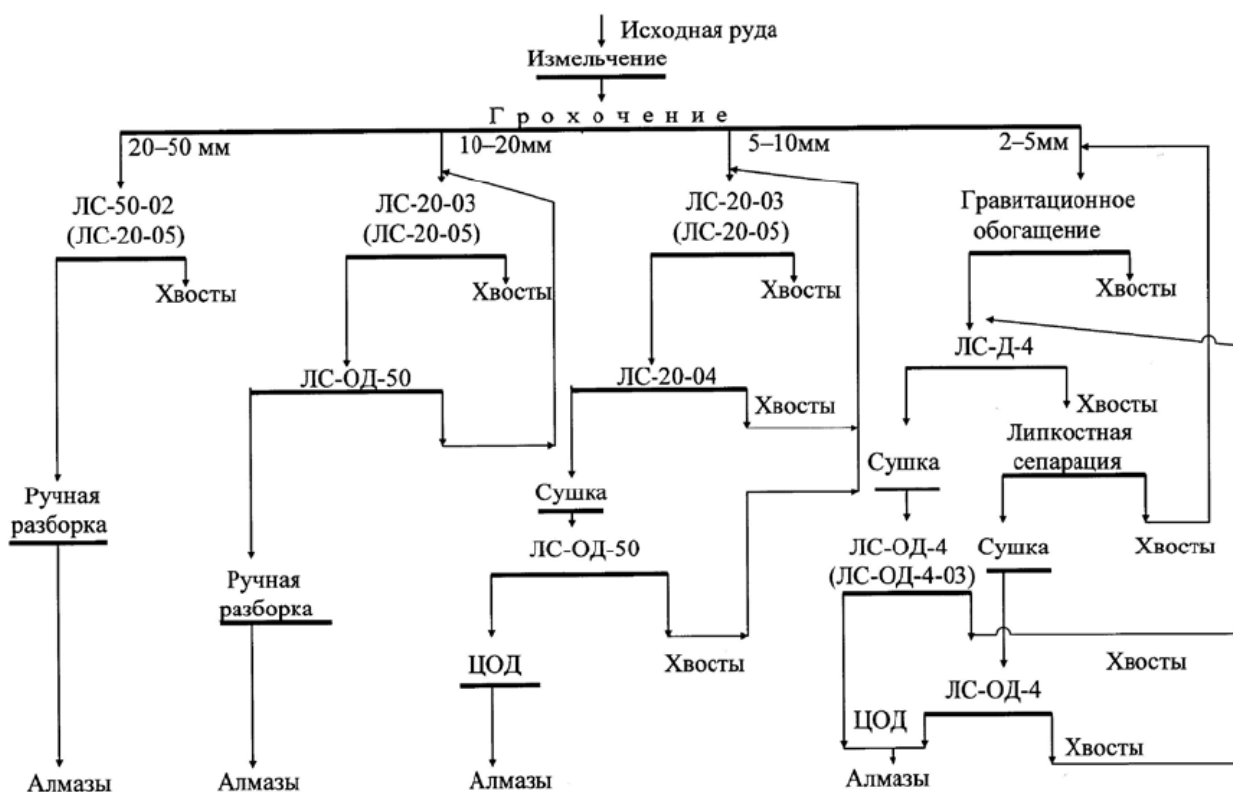


Рис. 3.1. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов

В течение последних 20 лет более 600 установок, созданных ПО «Буревестник» на основе рентгеновского излучения, использованы в ПО «Якуталмаз», а также большое количество продано за пределы России.

В ПО «Якуталмаз» применяются все виды выпускаемых нашей промышленностью рентгенолюминесцентных сепараторов (таблица 3.2). В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологическим условиям.

В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологиям.

Флотация

Процесс флотации основан на том, что чистые алмазы гидрофобны и при размере до 1,65 мм быстро всплывают на поверхность, в то время как минералы пустой породы, когда их поверхность очищена, гидрофильны и остаются в воде.

В настоящее время применяют пенную сепарацию и пленочную флотацию.

Пенная сепарация алмазов осуществляется в машинах пенной сепарации ПС-1.4, ПФМ-8, ПФМ-10.

В машинах ПФМ-8 и ПФМ-10 реализуется принцип пенной сепарации для разделения материала 1,0–2,0 мм (в пенном слое) и принцип флотации из объема пульпы материала крупностью 0,2 – 1,0.

Разделение частиц минералов при пенной сепарации основано на различии в величине гистерезиса смачивания и возможности локального роста значений на участках поверхности пузырьков, прилегающих к периметру трехфазного контакта. При этом реагенты, обеспечивающие резкое различие между динамическим и статическим поверхностным натяжением, будут, как и в случае пенной флотации, способствовать росту флотационной силы и крупности удерживаемых в пене частиц.

При пенной сепарации применяются реагенты: полифосфат натрия (50–80 г/т), аэрофлот (10–15 г/т), ОПСБ (10–30 мг/л), мазут (500–800 г/т).

При подготовке исходного материала к пенной сепарации предъявляются определенные требования к методу кондиционирования его с реагентами. Материал должен обязательно пройти операцию предварительного контактирования с реагентами-пептизаторами-собирателями, т.е. до начала сепарации он должен быть полностью обработан реагентами. Задача кондиционирования состоит в том, чтобы обеспечить частицам руды такие свойства, при которых сепарация проходила бы наиболее эффективно. Это относится к свойствам минеральной поверхности, которые, в результате адсорбции на ней реагентов, изменяются. Кондиционирование алмазосодержащего сырья крупностью –2 мм с аполярными реагентами (мазутом) должно осуществляться при высокой плотности исходного питания, так как в данном случае передача реагента из нефтепродуктов происходит по твердой фазе (с частицы на частицу). К одним из визуальных методов контроля за качеством обработки исходного материала аполярными реагентами является наличие явно выраженных радужных пленок (мазутная побежалость) в твердой фазе материала, выходящего из кондиционера.

При ведении процесса пенной сепарации существенное влияние на технологические показатели оказывают:

- наличие в руде, поступающей на контактирование с реагентами, частиц менее 0,2 мм и тонких шламов ($-0,040$ мм);
- закрупление исходного питания частицами крупнее 2 мм;
- температура руды при агитации с реагентами;
- порядок и место подачи реагентов;
- время агитации руды с реагентами;
- отношение Ж:Т при кондиционировании.

Отрицательное действие частиц крупностью менее 0,2 мм связано с тем, что флотационные реагенты сорбируются (закрепляются) на частицах пропорционально их поверхности, а так как суммарная поверхность шламистых частиц во много раз больше поверхности крупных, то основная часть реагентов поглощается мелкими частицами.

Для крупных частиц, при наличии большого количества мелких, плотность покрытия реагентом их поверхности окажется недостаточной, чтобы они сфлотировались. В данном случае даже увеличение расхода реагентов не дает эффективных результатов, так как развитая поверхность шламистых частиц и в этом случае адсорбирует на себя основную часть реагентов.

Тщательное обесшламливание (отмывка шламов) руды и использование (в присутствии шламов) полифосфата натрия или его заменителей как пептизаторов шламов (при малых его концентрациях в фазе) и как деэмульгатора стабилизированного шламами мазута (при повышенных концентрациях) является техническим требованием процесса.

Отрицательное влияние имеет температура руды при контакте ее с реагентами, если она ниже 16 °С. При низких температурах ухудшаются условия закрепления аполярных реагентов на частицах минерала. Отрицательное влияние на показатели пенной сепарации также оказывает закрупление исходного питания, т.е. присутствие в питании частиц крупнее 2 мм. Это ведет к дополнительным потерям алмазов в отвальных хвостах.

Пленочная флотация применяется как доводочная операция, в основном, для извлечения алмазов мельче 0,5 мм.

Перед флотацией материал подвергают очистке. Сначала производится обезжиривание в горячей воде и оттирка в мельнице. Иногда для повышения активности алмазов и депрессии минералов пустой породы используют хлористый натрий и жидкое стекло.

На южноафриканских алмазоизвлекательных фабриках соответствующим образом подготовленную фракцию крупностью $-1,65+0,47$

мм эффективно обогащают в лабораторном стакане, где используется свойство алмазов всплывать в воде.

На многих предприятиях применявшаяся ручная разборка была целиком заменена этим способом обработки. В республике Гана в промышленном масштабе применяется процесс пленочной флотации алмазов крупностью до 1 мм.

Для этого используется ленточная машина, позволяющая механизировать процесс пленочной флотации. Флотационная машина состоит из стального каркаса, на котором смонтирована бесконечная лента шириной 300 мм и длиной между центрами 7,5 м, изготовленная из тканей проволоочной фосфористо-бронзовой сетки с отверстиями размером 0,2 мм. В направлении движения лента на протяжении $\frac{2}{3}$ длины горизонтальна, затем она опускается вниз под крутым углом в бак с водой. Обогащаемый материал распределяется на ленте тонким слоем (толщиной примерно в два диаметра частиц) и медленно продвигается вперед. По мере того, как лента пересекает поверхность воды, алмазы и небольшое количество сопутствующих минералов всплывают на поверхность воды и переносятся через сливной порог в сборный карман, а хвосты оседают в баке.

В процессе пленочной флотации применяют небольшое количество нефтяного масла, которое добавляют в питание на небольшом расстоянии от места погружения ленты в воду.

В России разработан процесс флотомагнитной сепарации. В этом процессе разделение минералов определяется элементарным пленочным процессом флотации – переходом гидрофобных частиц с движущейся твердой поверхности на поверхность воды и последующее их транспортирование потоком воды в отдельный сборник.

Переход гидрофобных минеральных частиц на поверхность воды обусловлен взаимодействием нескольких сил, действующих на частицу. Причинами, препятствующими флотации, являются вес частицы и сила ее адгезии к твердой поверхности. Им противодействуют капиллярная сила и сила гидростатического давления на нижнюю грань частицы. При определенном соотношении этих сил происходит отрыв частицы от твердой поверхности. Для дополнительного удержания на ленте магнитных минеральных частиц с достаточно гидрофобными свойствами поверхности во флотомагнитном сепараторе используется магнитное поле, создаваемое постоянными магнитами.

Для более эффективного разделения применяются предварительная обработка материала реагентами-собирателями и регулирование ионного состава воды.

Удовлетворительная флотация природно-гидрофобных алмазов крупностью 0,79 мм может быть осуществлена с применением аэрофлота –25 вместе с крезоловой кислотой в качестве вспенивателя и с керосином, который играет роль вспомогательного реагента в качестве стабилизатора пены. Расход реагентов составляет около 68 г/т аэрофлота и 82 г/т крезоловой кислоты. Лучшие результаты получаются при рН от 7 до 9. Для полного извлечения всех флотируемых алмазов необходима продолжительность флотации от 5 до 10 мин. Алмазы крупнее 1,15 мм флотацией извлекаются неудовлетворительно. Ксантогенаты как собиратели не действуют на алмазы. Гидрофобные алмазы мельче 0,59 мм хорошо флотируются с добавкой только вспенивателя – соснового масла или реагента дюпон.

Частичная флотация мелких классов упорных гидрофильных алмазов может быть достигнута после предварительной обработки жирнокислотными мылами, катионными собирателями или другими реагентами, которые образуют гидрофобную пленку на алмазах. После промывки для удаления избытка реагента гидрофильные алмазы хорошо флотируются, но извлечение их значительно ниже, чем при флотации гидрофобных алмазов.

Извлечение дробленого борта из отходов промышленного производства лучше всего достигается флотацией после обработки алмазов смесью жирных кислот или катионными собирателями. Наиболее подходящими для этой цели оказались флотационные реагенты дюпон-23 и аэрофлот вместе с крезоловой кислотой. Оптимальные расходы составляют: 1,2 г реагента дюпон, 0,55 г аэрофлота и 1,4 г крезоловой кислоты на 1 л пульпы в ячейке. Оптимальное отношение твердого к жидкому – 1:4, для получения хороших результатов необходима щелочная среда. Алмазы крупнее 0,6 мм извлекаются неудовлетворительно, но для более мелких кристаллов флотация является хорошим процессом для извлечения алмазов из промышленных отходов.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №5

Тема: Методы обогащения алмазных руд

План:

1. Извлечение алмаза жировым процессом.
2. Электрическая и магнитная сепарация алмаза.
3. Ручная сортировка.
4. Схемы извлечения алмазов.
5. Производство изделий из алмазов

Ключевые слова: Жировой процесс, полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал, электрическая сепарация, магнитная сепарация.

Жировой процесс

Жировой процесс основан на избирательной способности алмазов удерживаться липкими (жировыми) поверхностями на границе раздела их с водой. При поступлении пульпы, содержащей алмазы, на жировую поверхность частицы гидрофильных минералов (кварца, кальцита и др.) не прилипают к ней и сносятся потоком воды, тогда как гидрофобные алмазы при контакте с жировой поверхностью прочно прилипают и удерживаются на ней. Этот процесс позволяет извлекать алмазы крупностью от 16 до 0,5 мм.

В настоящее время разработаны и применяются усовершенствованные конструкции жировых столов и аппаратов. На столах вибрационного типа поперечное движение деки создается электрическим вибратором, лотки делаются длиннее, шириной до 1200 мм. Они могут быть расположены под меньшим углом, чем на обычном качающемся столе.

На фабрике в Бакванга (Конго, Киншас) создана конструкция стола с поперечным качанием, которая состоит из параллельной группы желобков, расположенных в направлении потока и покрытых жировой смазкой с обеих сторон. Такая конструкция значительно увеличивает поверхность улавливания алмазов, так как не прилипшие ко дну желобка алмазы отбрасываются на боковые стенки и прилипают к ним.

В последнее время широко используются барабанные сепараторы. Сепаратор представляет собой барабан, на который нанесен жировой слой (петралатум, подобный парафину, твердый и липкий, и индустриальное масло). Слой смазки составляет около 8 мм. Эта смазка имеет свойство переходить в жидкость при 90 °С, что используется при регенерации жирового слоя. Возле барабана с жировой смазкой установлен поролоновый валик, обтянутый войлоком. Материал подается между валиком и барабаном. Валик мягко

прижимает алмазы на жировую смазку, а хвосты проходят дальше. Жировой слой по мере накопления в нем алмазов подвергается регенерации. Слой срезается ножом и подается в жировую топку. В топке находится вода. При нагревании до 90 °С жировой слой плавится, зернистый материал оседает вниз, а жир остается на поверхности. Затем алмазы спускают внизу топки до чистоты слива, доливают воду, жир поднимается на поверхность воды и со сливом уходит. Алмазы подвергаются доводке и сушке.

Эффективность жирового процесса зависит от свойств поверхности алмазов, сопутствующих минералов и пустой породы, а также от характера изменения этих свойств в различных условиях.

В результате исследований, проведенных в России, было установлено, что на поверхности алмазов при обычных температурах адсорбируется кислород, который в определенных условиях может увеличивать гидратацию поверхности алмаза. Это и является причиной повышенной смачиваемости поверхности алмазов из россыпных месторождений по сравнению с алмазами коренных месторождений. Для увеличения гидрофобности алмазов рекомендуется применение реагентов-собирателей гетерополярного и аполярного типов. Наряду с этим предлагается также вакуумирование под нагревом с целью десорбции кислорода.

Механизм воздействия продуктов электролиза воды на процесс липкостной сепарации заключается в активации поверхности алмазов слабощелочными продуктами электролиза с рН 8,5–10,6 и $E_h = -300 - 500$ мВ за счет растворения поверхностных полиминеральных пленок, снижения толщины двойного электрического слоя и сохранения физико-химических свойств жирового покрытия.

В работе [9] предложен метод бездиафрагменной электрохимической водоподготовки в процессе липкостной сепарации, обеспечивающий получение оптимальных физико-химических характеристик оборотной воды, очистку и активацию поверхности алмазов, максимальную адгезионную способность жирового покрытия и, как следствие, повышение эффективности процесса липкостной сепарации. Внедрение данного метода позволило получить прирост извлечения алмазов по переделу липкостной сепарации на фабрике № 3 МГОКа по классу $-5+2$ мм в среднем на 2–3 %; удельный расход электроэнергии составил $\sim 0,15 - 0,25$ кВт · ч/м³ обрабатываемой воды.

Для повышения извлечения алмазов на промышленном сепараторе должно обеспечиваться многократное контактирование зерен с липкой поверхностью.

Процесс липкостной сепарации используется для доводки гравитационных концентратов крупностью $-5+2$ мм на всех фабриках и драгах

АК «Алмазы России – Саха». Процесс основан на различии гидрофобных свойств алмазов и сопутствующих минералов, проявляющееся на границе раздела фаз аполярное вещество (липкий состав) – вода. С целью совершенствования технологии и оборудования липкостной сепарации проведены исследования свойств обогащаемых руд, закономерностей адгезионной связи минералов с липкими свойствами, свойств поверхности алмазов и адгезионных характеристик липких композиций.

Результаты исследований реализованы в новой конструкции сепаратора, внедренного на одной из фабрик компании. Сепаратор оснащен лентой шириной 1000 мм, огибающей два барабана, питателем, устройствами для нанесения и съема липкого покрытия, вибратором, обеспечивающим вибрацию обеих ветвей ленты с заданными параметрами и вынесенным из зоны абразивного износа. В комплектацию сепаратора входят шкаф управления и устройства, обеспечивающие работу как в ручном, так и в автоматическом режимах.

В качестве липкого покрытия рекомендуется двух- или трехкомпонентная смесь нефтепродуктов, включающая петролатум и товарные масла. Включение в состав покрытия модифицирующих добавок (низкомолекулярных веществ) увеличивает его адгезию к поверхности алмазов и обеспечивает высокую степень концентрации при сепарации.

Институтом Якутнипроалмаз разработан сепаратор СЛ-10, предназначенный для доводки алмазосодержащих гравитационных и других концентратов первичного обогащения.

Принцип работы аппарата основан на различии адгезионного взаимодействия гидрофобных и гидрофильных минералов с липкой поверхностью в присутствии воды. В качестве липкого состава используется запатентованная смесь нефтепродуктов специального состава, включающая высокомолекулярные ингредиенты, оптимальное соотношение которых подбирается с учетом особенностей обогащаемого сырья. Конструкция сепаратора предусматривает наложение определенной вибрации на движущуюся ленту, что позволяет повысить извлечение алмазов. Процесс управления сепаратором автоматизирован и предусматривает автоматическое нанесение липкого состава на ленту, обеспечение заданного программой цикла работы, включая подачу воды и питания, а также съем липкого покрытия.

Электрическая и магнитная сепарация

Электрическая сепарация основана на использовании небольшой разницы в электропроводности алмазов и сопутствующих минералов. Алмаз

плохой проводник электричества, тогда как большинство минералов породы являются сравнительно хорошими проводниками.

Для обогащения алмазов получила распространение сепарация в поле коронного разряда. Коронный разряд в отличие от искрового возникает только в неоднородном электрическом поле в небольшой области около тонкого проводника и не распространяется до противоположного электрода. Для электросепарации алмазов применяются только барабанные сепараторы, работающие при напряжении 20–25 кВ.

Разработаны барабанные сепараторы, позволяющие выделять алмазы крупностью до 9,5 мм.

Для повышения эффективности процесса материал перед электросепарацией подвергается специальной подготовке.

Влажность является основным фактором, влияющим на электропроводность минералов. Изменяя ее, можно регулировать эффективность процесса. Оптимальная влажность, при которой различие в электропроводности разделяемых минералов достигает максимальных значений, имеет довольно узкие пределы. С увеличением содержания влаги выше этих пределов степень извлечения алмазов понижается, при уменьшении влажности резко падает степень концентрации.

В ряде случаев бывает необходимо перед сепарацией подогреть материал. Температура подогрева зависит от свойств обогащаемого материала.

Для повышения степени извлечения алмазов применяют также обработку материала перед электросепарацией различными реагентами. Такая обработка способствует изменению поверхности отдельных минералов в результате образования пленок различных веществ или, наоборот, очищает поверхности минералов.

В процессе наблюдения выяснилось, что лучшее отделение алмазов от пустой породы получается при использовании растворов, содержащих 0,5 % NaCl. Аналогичные результаты получаются при обработке KCl и NaF.

Есть результаты исследований по изучению свойств минералов руды карьера (Юбилейный), входящих в состав концентрата отсадки крупностью – 6,0+3,0 мм и концентрата винтовых сепараторов крупностью – 3,0+1,2 мм обогатительной фабрики № 8 АК «АЛРОСА». Исследована зависимость технологических показателей обогащения от величины магнитной индукции и производительности сепаратора. Перспективно использование мокрых магнитных сепараторов Механобра типа ЭВМ при обогащении алмазосодержащих руд. В работе [38] приведены результаты промышленных испытаний и внедрения сепаратора 2ЭВМ-36/100 на российских и зарубежных алмазодобывающих предприятиях.

В институте физики им. Киренского СО РАН совместно с Красноярским государственным техническим университетом была разработана методика выделения тонкодисперсных железосодержащих магнитных примесей из сухих алмазных порошков и суспензий (воде, маслах, спиртах и других дисперсионных средах). Данный метод заключается в применении импульсного высокоградиентного магнитного поля с градиентом, меняющим направление с задаваемой частотой. Тем самым магнитные частицы, подвергаясь воздействию магнитного поля, совершают возвратно-поступательное движение. Используя импульсное высокоградиентное магнитное поле, удается разбить образованные флоккулы и отделить магнитное железо от немагнитной алмазосодержащей фракции.

Апробация метода проводилась на разработанной и изготовленной установке. Возможность изменения сигнала электропитания делает данную установку универсальной и применимой как для сепарации порошков, так и для сепарации различных суспензий. Данная установка способна создавать в рабочей зоне магнитное поле до 1700 кА/м, частоту переключения градиента от 1 до 200 Гц и скважность сигнала от -50 до +15 %. Испытания установки проводились на искусственно полученных алмазосодержащих порошках и суспензиях.

Испытания показали эффективность используемого метода. Были выявлены частоты, при которых наблюдается эффективная очистка для сухой сепарации порошка – 40–50 Гц, для сепарации в воде и спиртах – 10–15 Гц, для сепарации в маслах – 1–5 Гц.

Ручная сортировка

Ручная сортировка иногда используется для выделения пустой породы и выборки алмазов из исходной руды. Чаще она применяется в последней стадии обработки для извлечения алмазов из концентратов жирового процесса и электросепарации.

Для извлечения алмазов из концентратов на конечной стадии обработки ручная сортировка производится при ярком рассеянном свете. В прямых лучах солнечного света ручную сортировку никогда не производят.

Ручная сортировка осуществляется на конвейерах и столах, поверхность которых покрывают черной резиной. Для обеспечения хорошего освещения над каждым столом вмонтированы флуоресцентные лампы.

Схемы извлечения алмазов. Фабрики

Современная технологическая схема российских обогатительных фабрик включает следующие операции: самоизмельчение исходной руды и циркулирующих продуктов; обезвоживание; гидроклассификацию и грохочение разгрузки мельниц; рентгенолюминесцентную сепарацию классов – 50+20, –20+10 и –10+5 мм; отсадку класса –6+2 мм; обогащение на винтовых сепараторах класса –5+0,5 мм и флотацию материала крупностью –2 мм. Доводку концентратов осуществляют по сложным комбинированным схемам с использованием липкостной, пенной, электрической, магнитной и рентгенолюминесцентной сепарации, флотации и обжига. На стадии окончательной доводки применяют тяжелые жидкости, химическую обработку алмазного продукта. На фабриках № 3 и 14 идет освоение тяжелосреднего гидроциклонирования концентратов отсадочных машин и винтовых сепараторов крупностью – 6(5)+1 мм.

Различия в схемах извлечения алмазов из песков россыпных месторождений и кимберлитов имеются главным образом в начальных стадиях процесса (рис. 3.2, 3.3). При обогащении песков для раскрытия минералов применяют дезинтеграцию и промывку, а при обработке плотных кимберлитов – дробление и измельчение. Для песков россыпных месторождений, в которых алмазы находятся в свободном состоянии, первичное обогащение может быть достигнуто за счет удаления в отвал значительной части материала в виде крупной гальки и тонких шламов с помощью простейшего метода – грохочения. Для кимберлитов же требуются более сложные процессы.

На выбор схемы обработки алмазосодержащих песков оказывают влияние минералогический состав и гранулометрическая характеристика, промывистость песков, степень окатанности и форма зерен песчано-галечного материала.

В зависимости от степени промывистости песков изменяется начальная стадия их обработки. Пески с небольшим содержанием глины направляют непосредственно на грохочение. При промывке и грохочении песков с высоким содержанием глины образуются глинистые окатыши, для выделения которых и извлечения из них алмазов в схемах предусматриваются специальные операции, что связано с дополнительными затратами.

Для получения высоких степеней обогащения, достигающих 20 000 000 и более при условии сохранения целостности кристаллов алмаза, обогащение производится стадийно. В каждой стадии материал, содержащий алмазы, отделяется от пустой породы, которая удаляется в отвал, а обогащенная фракция поступает на следующую стадию обработки.

Измельчение осуществляется в мельницах самоизмельчения.
На рис. 3.4 показана схема обогащения кимберлитов трубки «Удачная».



Рис. 3.2. Схема обогащение алмазосодержащих россыпей

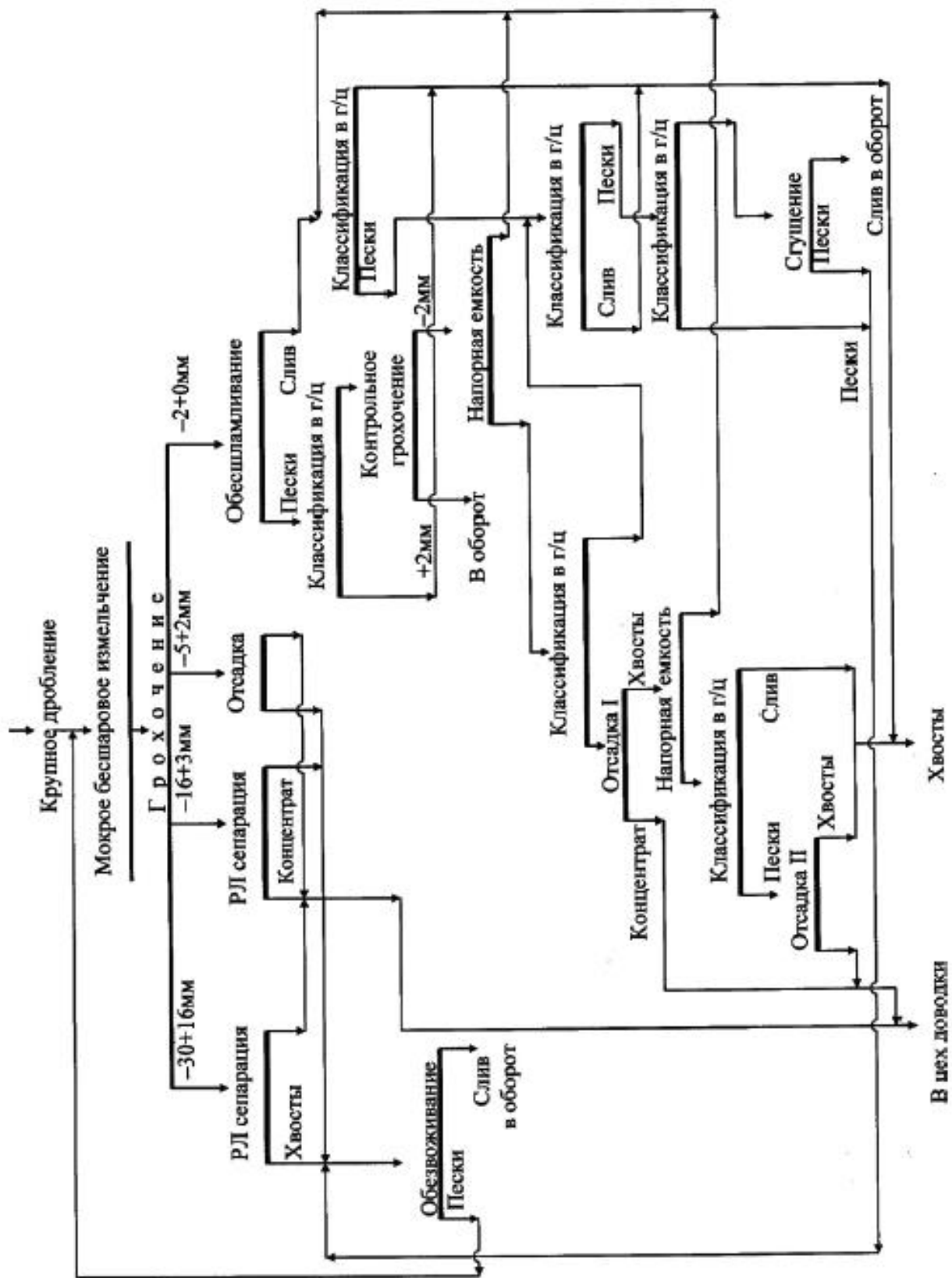


Рис. 3.3. Схема обогащения кимберлитов трубки «Мир»

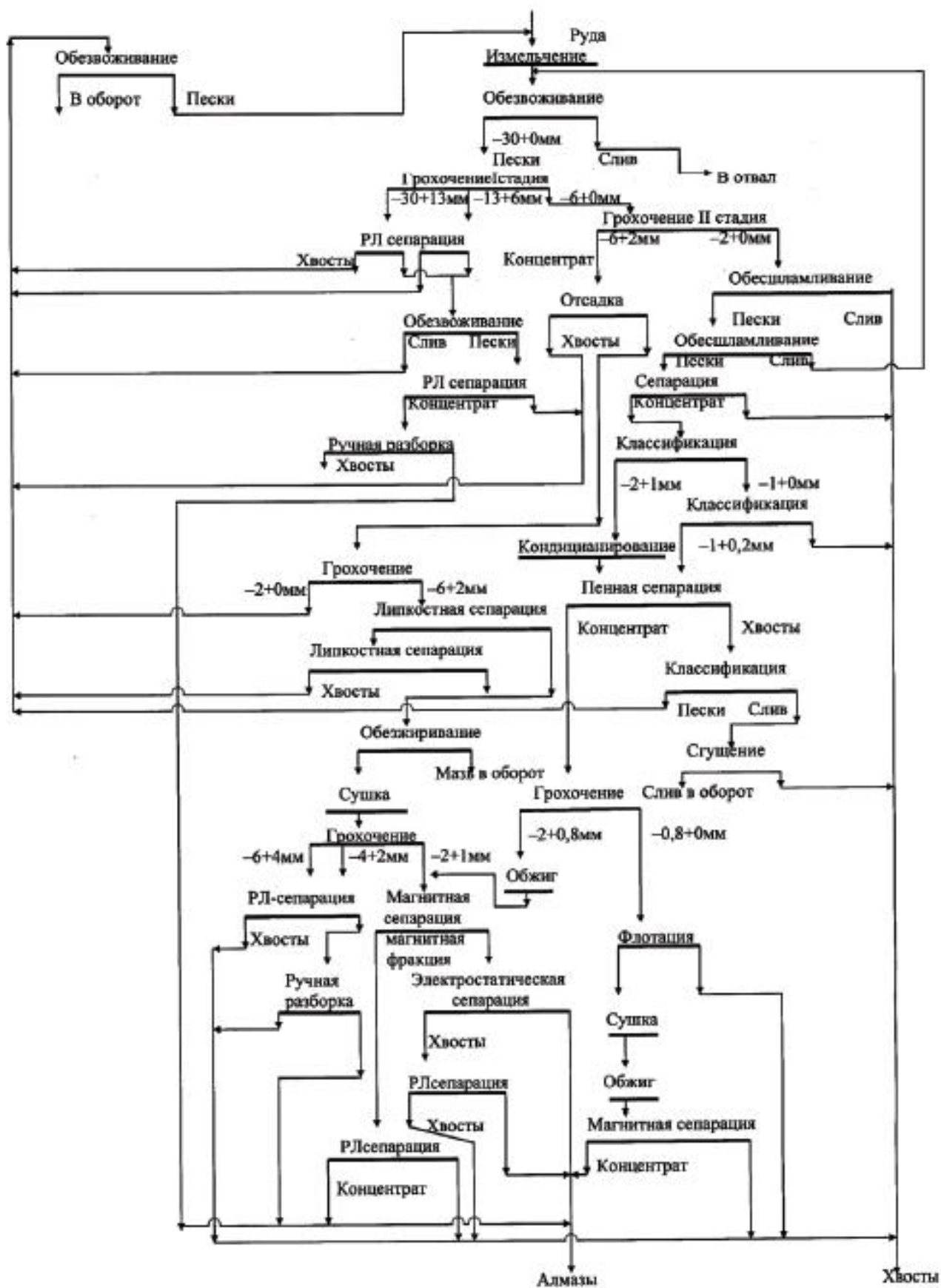


Рис. 3.4. Схема обогащения кимберлитов трубки «Удачная»

Производство изделий из алмазов

Из алмазов изготавливают ювелирные изделия и алмазные инструменты.

Алмазные инструменты можно разделить на две основные группы: инструменты из порошков алмаза и инструменты из кристаллов технических алмазов.

К первой группе инструментов относятся круги шлифовальные, круги отрезные, хонинговальные бруски, надфили, пасты и порошки алмазные.

Ко второй группе относятся резцы, волокнистые, карандаши, иглы и ролики для правки абразивных кругов, а также стеклорезы.

Инструменты второй группы изготавливаются из кристаллов алмаза путем шлифования и доводки (огранки).

Для отдельных типов правящего инструмента и стеклорезов используются неграненые алмазы.

Сырьем для инструментов из кристаллов алмазов служат технические алмазы, причем более высокого качества по сравнению с алмазным бортом, предназначенным для дробления в порошок.

Круги шлифовальные состоят из корпуса и рабочего алмазного слоя. Корпуса изготавливаются из стали, алюминиевых сплавов или полимеров.

Алмазоносный слой состоит из алмазного порошка, связки и наполнителя.

В настоящее время выпускаются два вида кругов – на металлических и органических связках.

Алмазные круги выпускаются 25-, 50- и 100-процентной концентрации алмазного зерна. За 100-процентную концентрацию в практике принято считать 0,878 мг/мм³, что соответствует 4,39 кар в 1 см³ алмазоносного слоя.

Алмазные круги изготавливаются не только на различных связках и с различной степенью концентрации алмазов, но и с различной формой и зернистостью.

В настоящее время алмазные круги изготавливаются методом порошковой металлургии. При этом металлические или органические порошки тщательно перемешиваются с классифицированным алмазным порошком в определенных пропорциях, спрессовываются и затем спекаются.

Давление прессования зависит от величины зерна алмаза. Для мелкого алмазного зерна (А5, А3 и др.) оно достигает 100 кг/мм².

Важное значение имеют выдержка под прессом в течение 2–3 мин при рабочем давлении и последующее постепенное снятие давления. Этим уничтожается обратное действие упругих сил, вызывающих расслоение прессовки.

Спекание производится при температуре ниже точки плавления основного компонента. Спекание повышает механическую прочность алмазного инструмента.

Круги отрезные выпускаются двух видов: со сплошным режущим слоем (алмазонасным кольцом) и прерывистым режущим слоем (сегментные круги).

Значительный интерес представляют сегментные круги. Такой круг состоит из стального тонкого диска-сердечника и прикрепленных к нему сегментов. В качестве материала для диска применяется сталь марки 50Г. Алмазные сегменты изготовляют методом порошковой металлургии и затем приваривают к стальному диску.

В качестве связки для прочного удержания алмазных частиц используются металлические порошки зернистостью от 5 до 50 мкм. Состав связки выбирают в зависимости от физико-химических свойств разрезаемого материала с таким расчетом, чтобы получить сегменты средней, высокой и весьма высокой твердости. Так, например, кругами со связкой на стальной основе режут гранит, бетон, шифер, огнеупоры, а кругами со связкой на медной основе – корунд, мрамор, известняк, стеатит, стекло, керамику, твердые сплавы.

Для изготовления алмазных колец отрезных кругов применяют алмазные порошки зернистостью от А5 до А50 с концентрацией 25, 50 и 100 %.

Алмазные порошки представляют собой дробленые осколки или монокристаллы правильной кристаллической формы определенных размеров. За размер принимается половина суммы длины и ширины проекции зерна на предметное стекло микроскопа.

Алмазные порошки поставляются сухими в стеклянных банках в количестве 1, 2, 3, 5, 10, 15, 25, 35, 50 и 100 кар. Каждая партия порошка сопровождается сертификатом с анализом зернового состава. При доводке алмазными порошками в незакрепленном (свободном) состоянии их смешивают с растительным маслом в пропорции 5–10 капель масла на 1 кар порошка. Вместо растительного можно применять вазелиновое масло.

Алмазная волока состоит из кристалла, ограненного по трем плоскостям, с просверленным и отполированным каналом. Закрепляется волока в металлической оправе.

Для изготовления волок применяются алмазы высокого качества весом 0,12 кар и более в зависимости от диаметра отверстия.

Процесс изготовления алмазных волок состоит из огранки опорных плоскостей, сверления и шлифования канала волоки, закрепления алмаза в оправе и полирования канала.

Огранка плоскостей алмаза осуществляется с помощью вращающихся чугуновых дисков, шаржированных алмазным порошком зернистостью А5 в смеси с оливковым маслом. Скорость вращения диска равна 30–45 м/с.

Сверление входного отверстия выполняется на специальной высокочастотной установке.

Шлифование каналов волокни ведётся электро-химико-механическим способом. С этой целью в качестве электролита используются алмазный порошок и раствор калиевой селитры.

Закрепление алмаза в оправе производится с помощью припоя.

Полирование канала осуществляется стальной нитью, шаржированной алмазным порошком зернистостью АМ-10. Алмаз закрепляется в патроне шпинделя, который вращается со скоростью 2 000 об/мин. Нити сообщается возвратно-поступательное движение со скоростью 1 500 двойных ходов в минуту. Патрон с закрепленным в нем алмазом совершает колебательное движение относительно оси нити с углом колебания $\pm 10^\circ$.

Алмазные волокни незаменимы для волочения проволоки, для которой требуется особая точность размера, совершенная округлость и гладкая поверхность. Стойкость алмазных волокон в сотни раз выше стойкости твердосплавных волокон. Они обеспечивают получение проволоки с более жесткими допусками и высокую производительность волочения.

Потребление ювелирных алмазов неизменно возрастает и спрос на них значительно превышает предложение.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №6

Тема: Технология обогащения графитовых руд

План:

1. Свойства и разновидности графита, области применения графитовых материалов.
2. Требование промышленности к качеству товарного графита, типы руд и месторождений.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Свойства и разновидности графита, области применения графитовых материалов

Графит – от греческого слова «графо» – пишу представляет собой алотропную форму углерода, имеющую определенную структуру кристаллов.

Химический состав его редко отличается чистотой. Часто в нем в значительных количествах присутствует зола, вода, битумы и газы (до 2 %).

Цвет графита бывает от железно-черного до стально-серого. Графит имеет совершенную спайность и пластинчатую форму частиц, его удельный вес составляет 1,84–2,23 г/см³ (в зависимости от разновидностей). Графит инертен, не растворяется в неорганических и органических растворителях, обладает высокой электропроводностью (что обусловлено плотной упаковкой атомов в листах), теплопроводностью и огнеупорностью. Температура плавления его равна 3850 °С, температура кипения – 4250 °С. Графит имеет способность прилипать к поверхностям твердых тел, образуя на них тонкие пленки. Покрытие металлических поверхностей графитом уменьшает коэффициент трения.

В зависимости от структуры различают 3 разновидности графита: плотнокристаллический, чешуйчатый, скрытокристаллический, или аморфный.

Структурные особенности графита в значительной степени определяют область его применения и способы переработки графитовых руд.

Плотнокристаллический графит состоит из плотно прилегающих друг к другу кристаллов, ориентированных различным образом. Такое расположение кристаллов затрудняет их расщепление по спайности и скольжение при деформациях. Этим объясняется меньшая жирность и пластичность плотнокристаллических графитов по сравнению с чешуйчатыми.

Чешуйчатый графит состоит из отдельных кристаллов или параллельных сростков, имеющих форму пластинок или чешуек. Чешуйки

графита – блестящие, жирные и пластичные. Размеры чешуек существенно отражаются на технических свойствах графита.

Наиболее ценными являются тонкие чешуйки. Различают графиты крупночешуйчатые с шириной чешуек от нескольких сантиметров до 0,1 мм и мелкочешуйчатые, ширина которых составляет менее 0,1 мм.

Скрытокристаллический графит, или аморфный графит, состоит из кристаллов, размер которых менее 1 мкр. Скрытокристаллический графит – матовый, мало жирный и не пластичный. Чем правильнее ориентированы элементарные кристаллы в одной плоскости и чем они тоньше, тем выше его техническая ценность.

Применение графитовых материалов в промышленности и народном хозяйстве очень разнообразно. Из них изготавливают различные изделия:

- огнеупорные материалы и изделия (литейное дело – подмазка, краска для покрытия литейных форм, керамика – тигли, трубки, лодочки, изложницы);
- электротехнические материалы и изделия (гальванические элементы, электроды, электрощетки, ртутные выпрямители);
- химически стойкие изделия (графитовые пластмассы, блоки и т.д.);
- смазочные материалы и антифрикционные изделия (различные смазки, вкладыши для подшипников, втулки, уплотнительные кольца для поршней, насосов, компрессоров);
- изделия из атомно-ядерной энергетики (блоки и детали для атомных реакторов, в которых графит служит замедлителем нейтронов, вызывающих распад атомных ядер, т.е. дает возможность управлять течением ядерных реакций);
- карандаши;
- противонакипный материал.

Требование промышленности к качеству товарного графита, типы руд и месторождений

В настоящее время на сырые графитовые руды нет утвержденных ГОСТов и ТУ.

Практически руды кристаллического графита считаются промышленными (при открытых разработках) уже при содержании в них 2,3–2,4 % графита. Вообще же на обогатительных фабриках могут перерабатываться руды с еще меньшим содержанием кристаллического графита, так как снижение содержания углерода в руде не влияет на процесс обогащения, а только уменьшает выход концентрата и этим вызывает повышение себестоимости готовой продукции.

Руды, содержащие скрытокристаллический графит (аморфный), не поддаются обогащению. Процесс их переработки состоит из сушки, размола и последующей классификации по крупности. Они должны иметь среднее содержание графита не ниже, чем предусматривает ГОСТ или ТУ на графит (графитовые порошки, графитовые концентраты) и на графитовые материалы.

Требования потребителей к графиту очень разнообразны. Для рационального их удовлетворения необходимо понимание физических основ роли графита в каждом отдельном случае. Однако уровень наших знаний далеко не всегда позволяет определить эти основы. Вследствие этого рациональные технические нормы могут быть сформулированы только для некоторых областей применения графита, для которых проводились специальные исследования (табл. 2.2–2.4). Для остальных областей приходится довольствоваться производственным опытом, а иногда и просто традициями.

Графитовые руды классифицируются по структурным разновидностям графита. Различают три типа руд, из которых каждому соответствует особый тип промышленных месторождений: руды чешуйчатых графитов, плотнокристаллические графиты, метаморфизованные угли (скрытокристаллические графиты).

Руды чешуйчатых графитов образуются в месторождениях трех генетических типов: а) метаморфических, б) контактовометасоматических, в) пегматитов и силекситов.

Метаморфические месторождения образованы глубоко метаморфизованными осадочными породами, первоначально содержащими органические вещества. Эти вещества служат источником углерода, который кристаллизуется в форме графита.

Графитоносные гнейсы и сланцы образуют пластовые и линзообразные рудные тела, которые достигают огромной мощности и протяженности. Графит здесь встречается в чешуйках, в которых он тонко переслаивается с пластинками слюды. В результате вторичных изменений происходит прорастание графитовых чешуек кальцитом и каолинитом. Содержание графита в руде колеблется от 2,5 до 17 %.

Большая техническая ценность крупночешуйчатых графитов, относительно легкая их добыча, крупные размеры месторождений, позволяющие широко механизировать добычу и строить мощные обогатительные фабрики, делают эти месторождения главным промышленным источником кристаллического графита.

Таблица 2.2. Технические требования к графиту специальному аккумуляторному и карандашному по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки							
	ГСМ-1	ГСМ-2	ГАК-1	ГАК-2	ГАК-3	ГК-1	ГК-2	ГК-3
Зольность, %, не более	0,1	0,5	0,5	1,0	2	1,0	3	5
Массовая доля, %, не более:								
влаги	0,2	0,2	1,0	1,0	1,0	0,5	1,0	2,0
серы			Не нормируется					
железа	0,2	0,15	0,5	0,5		0,5	1,0	2,0
ионов хлора	0,2	0,1	0,1	0,1		0,5	1,0	2,0
Летучих веществ, в том числе от флотореагентов	0,2	0,2		Не нормируется		0,5	1,0	1,0
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сите с сеткой №:								
0,2	Не менее 70	Не нормируется	Не нормируется					
0,16	Не нормируется		50	50	50	Не нормируется		
0,063	То же		90–50	95–60	95–60	0,5	0,5	1,0
Величина концентрации водородных ионов водной вытяжки (рН)	Не нормируется		6,5–9,0	6,5–9,0	6,5–10,0	Не нормируется		

Примечания. 1. Графит должен быть освобожден от органических флотореагентов с тем, чтобы выход летучих веществ не превышал норм, указанных в таблице.

2. В графите всех марок не допускается наличие посторонних примесей, видимых невооруженным глазом.

Таблица 2.3. Технические требования к графиту электроугольному и тигельному по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки								
	ЭУЗ-М	ЭУЗ-П	ЭУЗ-Ш	ЭУТ-1	ЭУТ-2	ЭУТ-3	ГТ-1	ГТ-2	ГТ-3
Зольность, %, не более	0,5	5	7	2	5	7	7	8,5	10
Массовая доля, %, не более:									
влаги	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0
серы	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	Не нормируется		
железа	0,15	1	1	0,8	1	1	1,6	1,6	1,6
Летучих веществ, в том числе от флотореагентов	0,5	0,9	0,9	0,6	0,9	0,9	1,5	1,5	1,5
Удельная поверхность, м ² /г, не более	Не нормируется			10	10	10	Не нормируется		
Тонина помола: массовая доля остатка, %							75	75	75
0,2, не менее	5	3	Не нормируется			3	Не нормируется		
0,071, не менее			3	2	3	3			
Проход через сито с сеткой № 0,045, %	75–90	75–90	75–90	75–90	75–90	75–90	То же		

Примечания. 1. Для графита, полученного из смеси природных руд и графитосодержащих отходов металлургического производства, в обозначении марки добавляется буква С.

2. В графите всех марок не допускается наличие посторонних примесей.

3. По соглашению изготовителя и потребителя допускается поставка графита марки ГТ-3 Кыштымского месторождения с зольностью 11 %.

Таблица 2.4. Технические требования к графиту элементному и литейному по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки											
	ГЭ-1	ГЭ-2	ГЭ-3	ГЭ-4	ГЛ-1	ГЛ-2	ГЛ-3	ГЛС-1	ГЛС-2	ГЛС-3	ГЛС-4	
Зольность, %, не более	10	14	10	14	13	18	25	13	17	22	25	
Массовая доля, %, не более:												
влаги	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	
меди	0,05	0,05	0,05	0,05				Не нормируется				
Летучих веществ, в том числе от флотореагентов	1,0	1,0	1,0	1,0				Не нормируется				
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сите сетки с №:												
0,2				Не нормируется				1,0	1,0	1,0	1,0	
0,16	40	40	10	10	40	40	40	Не нормируется				
0,071				Не нормируется				1,0	1,0	1,0	1,0	
Проход через сетку с №, %:												
0,063, не более	25	25					Не нормируется					
0,063 не менее	То же		45				Не нормируется					

Примечания. 1. По согласованию изготовителя с потребителем допускается поставка графита марки ГЛС-4 с зольностью не более 25 %.

2. По согласованию с потребителем допускается в графите марок ГЛС-3, ГЛС-4 массовая доля влаги не более 2 %, по величине которой ведутся расчеты с потребителем.

3. Посторонние примеси, видимые невооруженным глазом, в графите не допускаются.

Крупнейшими месторождениями являются месторождения Мадагаскара, Баварии (Пассау), Завальевское, Петровское, Старокрымское (Украина), Союзное, Тамчинское (Приамурская обл.), Тайгинское, Мурзинское (Урал), Малохинганское.

Контактово-метасоматические месторождения приурочены к зонам контакта известняков с интрузиями глубинных пород. Известняки здесь превращаются в графитовые скарны. Крупночешуйчатый графит образует среди скарнов жилы неправильной формы, он более или менее равномерно рассеян в них, обычно в количестве от 2 до 10 %. Размеры залежей могут быть значительными, достигая в длину 120 м и мощности 12 м. Относительно большие запасы, а также высокое техническое качество графита делают месторождения этого типа важным объектом промышленной разработки. К сожалению, в природе они встречаются редко и известны только в Канаде.

В последнее время практическое значение приобрели месторождения кристаллических известняков, в которых графит встречается в виде очень крупных чешуек. Такие чешуйки длиной в 20 мм и шириной до 5 мм используются в рентгеновской оптике и для полупроводниковых приборов, хотя они и не являются монокристаллами (месторождения Карелии, Украины, Забайкалья).

Пегматиты и силекситы содержат мало графита, обычно они бывают ничтожных размеров и промышленного значения не имеют, хотя некоторые из них и разрабатывались в Канаде.

Плотнокристаллические графиты образуются в месторождениях двух генетических типов: а) магматического, б) пневматолитического.

Магматические месторождения приурочены к глубинным, жильным и эффузивным изверженным породам, в которых графит образует скопления в форме штоков, гнезд и жил, или встречается в рассеянном виде. Графит месторождений этого типа является продуктом кристаллизации из газообразных составных частей магмы. Нередко руды этих месторождений имеют содержание графита до 60–85 %. Сравнительная редкость месторождений этого типа и обычно небольшие размеры их обуславливают относительно небольшое их промышленное значение.

Типичным представителем является Ботогольское (Алиберовское) месторождение.

Пневматолитические месторождения плотнокристаллического графита встречаются преимущественно среди гнейсов. Графитовые рудные тела имеют в них форму типичных жил, которые, несомненно, образуются в результате заполнения открытых трещин графитом и сопутствующими ему минералами, кристаллизующимися из проникших по этим трещинам газообразных

эманаций. Классическими и в то же время единственными типичными пневматолитическими месторождениями являются крупнейшие залежи Цейлона, которые разрабатываются уже более 100 лет.

Метаморфизированные угли в зависимости от метаморфизма (характера метаморфизирующих агентов и степени их воздействия) изменяются от антрацита до типичного скрытокристаллического графита. При низкой степени метаморфизма иногда в одном и том же месторождении одновременно встречаются графит и антрацит (например, в Полтавском и Бреденском месторождениях на Южном Урале РФ).

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №7

Тема: Методы обогащения графитовых руд

План:

1. Ручная сортировка и избирательное измельчение.
2. Технология флотационного обогащения графитовых руд.
3. Реагентный режим процесса флотации.
4. Обогащение графитовых руд специальными методами

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Обогащение графитовых руд

Обогащение графитовых руд применяется для повышения содержания графита и удаления вредных примесей. Для определения целесообразности применения обогащения графита производится сравнение количества углерода, выгоревшего в струе кислорода при последовательном изменении температуры от 0 до 510 °С, от 510 до 695 °С, от 695 до 1000 °С. В соответствии с температурным интервалом и количеством выгоревшего углерода графитсодержащая порода характеризуется следующим образом. Все породы, в которых углерод выгорает в интервале температур до 510 °С, содержат графит непромышленного качества, поэтому не являются графитовым сырьем. Породы, в которых углерод выгорает в интервале температур 510–695 °С в количестве более 60 %, представляют промышленный интерес.

Породы, в которых углерод выгорает в интервале температур 695–800 °С и выше в количестве 1–2 %, представляют промышленный интерес и подлежат технологическим испытаниям с применением обогащения.

Возможность применения тех или иных методов обогащения к графитовым рудам определяется структурой графита, характером вмещающих пород и вредных примесей и назначением продукта. В настоящее время применяют ручную сортировку, избирательное измельчение, химическое обогащение, флотацию, магнитное обогащение, термическое обогащение.

Ручная сортировка и избирательное измельчение

Для некоторых достаточно богатых руд применение ручной сортировки дает возможность получить продукт необходимого качества. Ручная сортировка является основным методом обогащения скрытокристаллических руд, для которых другие способы обогащения малоэффективны. Богатые руды

чешуйчатого графита в Африке, Шри-Ланке (Цейлон), на рудниках в Чехословакии подвергаются только ручной разборке.

Наряду с ручной сортировкой при обогащении скрытокристаллических руд применяется избирательное измельчение, основанное на различии измельчаемости графита и пустой породы.

Технология флотационного обогащения графитовых руд

Применение флотации дает возможность обогащать весьма бедные графитовые руды с содержанием 3–5 % графита.

Флотационная способность графита в значительной степени зависит от его структуры. Кристаллические и чешуйчатые графиты легко поддаются флотации, в то время как скрытокристаллические (аморфные) графиты флотируются плохо и отвалных хвостов обычно не получается.

Плохая флотируемость скрытокристаллических графитовых руд объясняется тем, что они являются тонковкрапленными, кроме того, присутствующие в них органические вещества депрессируют графит. Обжиг руды при малом доступе воздуха улучшает флотацию графитовых руд, содержащих органические примеси.

Графит хорошо флотируется с помощью одного вспенивателя (соснового масла или др.), а также с помощью собирателей, главным образом, керосина, мазута, нефти.

На фабриках Индии флотация ведется при $pH = 4-5$.

В результате исследования влияния ультразвука на разных стадиях флотации графита установлено повышение качества концентрата при использовании ультразвука при эмульгировании реагентов, диспергировании твердого материала в пульпе, кондиционировании реагентов и непосредственно в процессе флотации. Наибольший эффект был достигнут при диспергировании твердого материала в пульпе. Из недостатков отмечено снижение скорости флотации и износ ультразвукового излучателя.

Исследователями предложен новый вспениватель РАС для флотации графита, являющийся более эффективным, недорогим и нетоксичным реагентом по сравнению со стандартно применяемым ВКП. Были проведены сравнительные исследования действия вспенивателей на свойства и устойчивость двух- и трехфазных пен, изучено влияние крупности и физико-химических свойств поверхности графита на процесс пенообразования. По данным лабораторных флотационных исследований, оптимальный расход РАСа в 3 раза меньше по сравнению с ВКП.

Для депрессии кварца, слюды, которые часто сопутствуют графиту, и ряда минералов пустой породы применяют жидкое стекло, для депрессии сульфидов – цианид, бихромат калия.

Разработкой технологии флотации скрытокристаллического гранита занимались многие научно-исследовательские институты. Так, институтом Гипронинеметаллоруд из руды, содержащей 21,7 % золы, при крупности измельчения 81 % класса –0,08 мм по чисто флотационной схеме с 3-кратной перечисткой пенного продукта основной флотации был получен концентрат 1-го и 2-го сорта с содержанием углерода 91,4–82,6 %, при выходе 45,0 и 36,8 % и извлечении 52,1 и 38,7 %. Расход реагентов при этом составил: керосина – 3 кг/т, соснового масла – 10 г/т (среда щелочная). Химическое дообогащение полученного концентрата позволяло снизить зольность до 2,2 %.

Исследования четырех проб, имеющих одинаковый минералогический состав и отличающихся количественным соотношением рудных и нерудных минералов, проводились флотационным и гравитационным методами с доработкой промпродуктов флотацией. Проведенные исследования позволили выявить возможность получения концентратов 1-го сорта, удовлетворяющих требованиям на графит электроугольный, и 2-го сорта с содержанием золы от 18 до 20 %.

Согласно технико-экономическому обоснованию схем было выявлено, что наиболее низкие удельные эксплуатационные расходы на переработку 1 т руды были получены по гравитационно-флотационной схеме, включающей отсадку руды крупностью 3–0 мм с выделением готового концентрата и последующую доводку промпродукта, измельченного до 86–90 % класса –0,071 мм, флотацией. Пенный продукт основной флотации доизмельченный до 98 % класса –0,071 мм подвергался 4-кратной перечистке. При флотации использовали керосин – 4,5 кг/т, сосновое масло – 10 г/т, жидкое стекло – 4,5 кг/т. Из бедной руды (содержание углерода 70–75 %) были получены:

- концентраты 1-го сорта (с содержанием золы 12,9–12,1 %) при выходе 65,2–69,7 % и извлечении углерода 75,6–78,7 %;
- концентраты 2-го сорта (в количестве 20,2–16,0 %) с содержанием золы 19,35–18,5 % и извлечением углерода 20,8–16,8 %.

Обогащение богатых руд (содержание углерода 87 %) является малоэффективным, так как содержание золы в концентратах в сравнении с исходной рудой снижается всего лишь на 3,5 %.

Такие руды после предварительного измельчения целесообразно подвергать химической обработке с получением малозольных концентратов. Руды зольностью 30 % относятся к весьма труднообогатимым и поэтому не могут быть рекомендованы к обогащению.

В зарубежных странах обогащение скрытокристаллического графита ведется рудоразборкой (Австрия, Мексика) методом селективного измельчения, основанным на неодинаковой способности размола графита и пустой породы (Австрия, Италия) и флотационным методом (Австрия, Япония, Чехословакия).

В Австрии на фабрике Graphitwerke Kaiserberg перерабатывается руда с содержанием углерода 60 %. Предварительно раздробленная руда до флотационной крупности подвергается флотации с тремя перечистками и одним доизмельчением пенного продукта. При флотации используются керосин, жидкое стекло, сосновое масло. После обогащения получают концентрат с содержанием углерода 90–92 %.

На фабрике Рудные Доли (Чехословакия) по флотационной схеме, включающей основную флотацию и четыре перечистки пенного продукта с доизмельчением концентрата основной флотации, получают графит четырех сортов с содержанием углерода от 45 до 60 % при извлечении 70–74 %. Флотация ведется крезолом и нефтью при $\text{pH} = 6\text{--}7$.

Для удаления силикатов применяется жидкое стекло. Хорошо себя зарекомендовало добавление малых доз флюорокремниевой кислоты.

Флотация может идти и в слабощелочной пульпе. После обогащения получают концентрат с содержанием углерода до 94 %.

Опыт обогащения в Японии (район Тохоку) показал, что для осуществления достаточно полной флотации аморфного графита необходимо добавление керосина. В качестве ускоряющего реагента очень эффективным является применение мышьяковистой кислоты. При обогащении труднофлотируемой руды лучшие результаты можно достичь с помощью олеиновой кислоты. Однако качество очищенного графита невысокое. В качестве очистителя от кварца и глины наиболее эффективна кремниевокислая соль.

С целью повышения селективности процесса флотации в качестве вспенивателя вводят моно- или дитретичные бутиловые эфиры этиленгликоля, в качестве собирателя и вспенивателя – побочный продукт производства высших жирных спиртов, содержащий гексанол, гексеналь, 2-этилгексанол, высшие спирты с длиной углеводородного радикала $\text{C}_{10}\text{--}\text{C}_{18}$, нафтеновые кислоты, тяжелые продукты [10–12].

Извлечение графита можно повысить с помощью кубовых остатков трихлорэтилена, 2-этилгексанола и циклогексанола [13–17].

На фабриках Индии процесс флотации ведется в кислой среде при $\text{pH} = 4\text{--}5$.

Установлено [19], что окисленный графит наиболее эффективно флотируется октиловым спиртом и каприловой кислотой. Для промышленных

условий рекомендуется использовать реагент 13КП – кубовый остаток производства 2-этилгексанола, который содержит значительное количество спиртов. Применение термообработки, подача едкого калия или кальцинированной соды позволяет извлекать в концентрат 83–87 % углерода [21–22].

В работе [23] предложен способ флотации графитовых руд с магнитогидродинамической обработкой пульпы и введением в зону действия магнитного поля апполярного собирателя. Внедрение этого способа на Завальевском графитовом комбинате позволило повысить извлечение графита на 1–1,5 % и снизить расход керосина на 6–8 %.

Химическое обогащение

Химическое обогащение применяется для удаления зольных примесей, бора и осуществляется несколькими способами:

1. Растворением углекислых минералов слабыми растворами H_2SO_4 и HCl . Пирит и магнетит удаляют крепкими растворами тех же кислот с добавкой хромпика или азотной кислоты. Также применяют еще соду и едкий натрий.

2. Очисткой графита с помощью комплексообразующих агентов K , Pb , Cr , F , Br , Cl , хлористых соединений металлов и другими.

3. Очисткой графита газами HF , Cl_2 , смесью дымовых газов с Cl_2 и хлорированными или фторированными углеводородами.

Превращение примесей может быть облегчено добавлением катализаторов – газообразных, добавляемых в газовый поток, или твердых, примешиваемых к графиту. Очистка может осуществляться селективно с преимущественным удалением железа или SiO_2 . В качестве очищающих газов применяют смесь дымовых газов с Cl или HF . Очистка графита ведется непрерывно или периодически в огнеупорных вертикальных шахтах или во вращающихся барабанах.

Например, 100 кг графита содержит 5 кг примесей, из которых 3 кг составляют силикаты; его загружают во вращающийся барабан, нагревают до $200\text{ }^\circ\text{C}$ и в течение 5 ч обрабатывают 100 кг HF . После обработки силикаты полностью удаляют.

Например: $SiO_2 + 4HF = SiF_4\uparrow + 2H_2O$. Для более полного удаления SiF_4 , проводят дополнительное продувание руды инертным газом.

Термическое обогащение

Этот метод заключается в нагревании измельченного графита до 2200–2500 °С в электрической печи. При этом золообразующие примеси испаряются, а графит перекристаллизовывается, в результате чего укрупняются кристаллы и улучшается качество графита. Этот метод применяется для получения графита высокой чистоты с содержанием золы 0,1–1 %. К рудам и концентратам применяется редко, чаще – для получения искусственного графита из угля.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №8

Тема: Схемы обогащения графитовых руд и сырья

План:

1. Схемы обогащения и фабрики, перерабатывающие графитовые руды.
2. Производство графитовых изделий и материалов

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Схемы обогащения и фабрики, перерабатывающие графитовые руды

Схемы обогащения графитовых руд обычно определяются структурой графита, характером вмещающих пород и включают в себя флотацию и другие методы обогащения (рис. 2.1, 2.2).

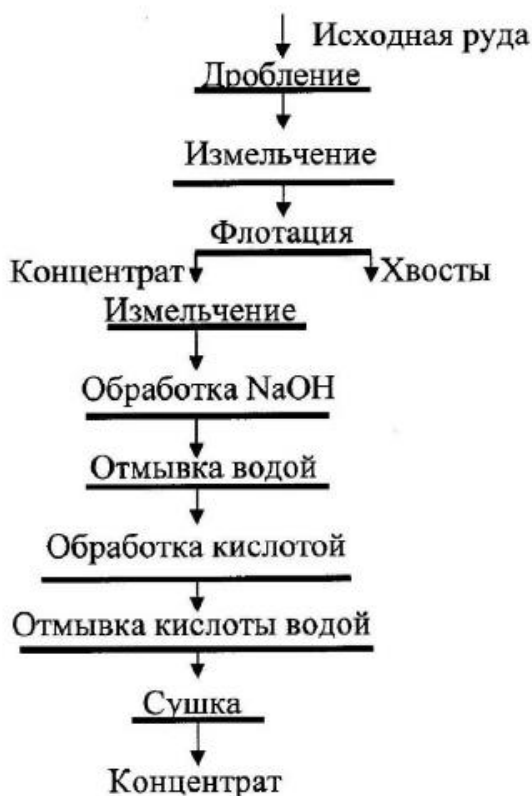


Рис. 2.1. Принципиальная схема обогащения скрытокристаллического графита

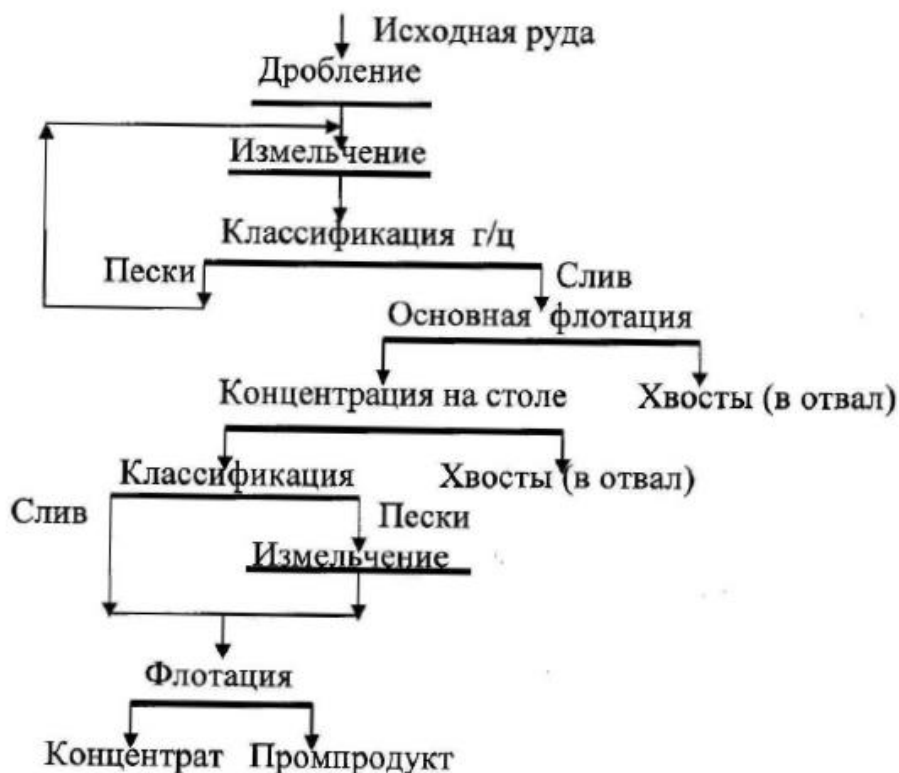


Рис. 2.2. Схема обогащения высокосернистого графита

В настоящее время в СНГ графит выпускают Завальевская обогатительная фабрика и Ждановская графитовая фабрика ПО «Кировградграфит», Красноярская фабрика, Кыштымский комбинат, Ногинский, Тас-Казганский и Ботогольский рудники.

Завальевская обогатительная фабрика работает на рудах кристаллического графита Завальевского месторождения. Схема их обогащения (рис. 2.3) включает: стадийное дробление, измельчение до 50–60 % класса – 0,074 мм, классификацию, стадийную флотацию с перечистками и доизмельчением концентрата, мокрую классификацию, сушку и сухую классификацию.



Рис. 2.3. Схема обогащения Завальевской обогатительной фабрики

Для получения более качественных концентратов число доизмельчений увеличивают до семи, а перечисток – до девяти (рис. 2.4).

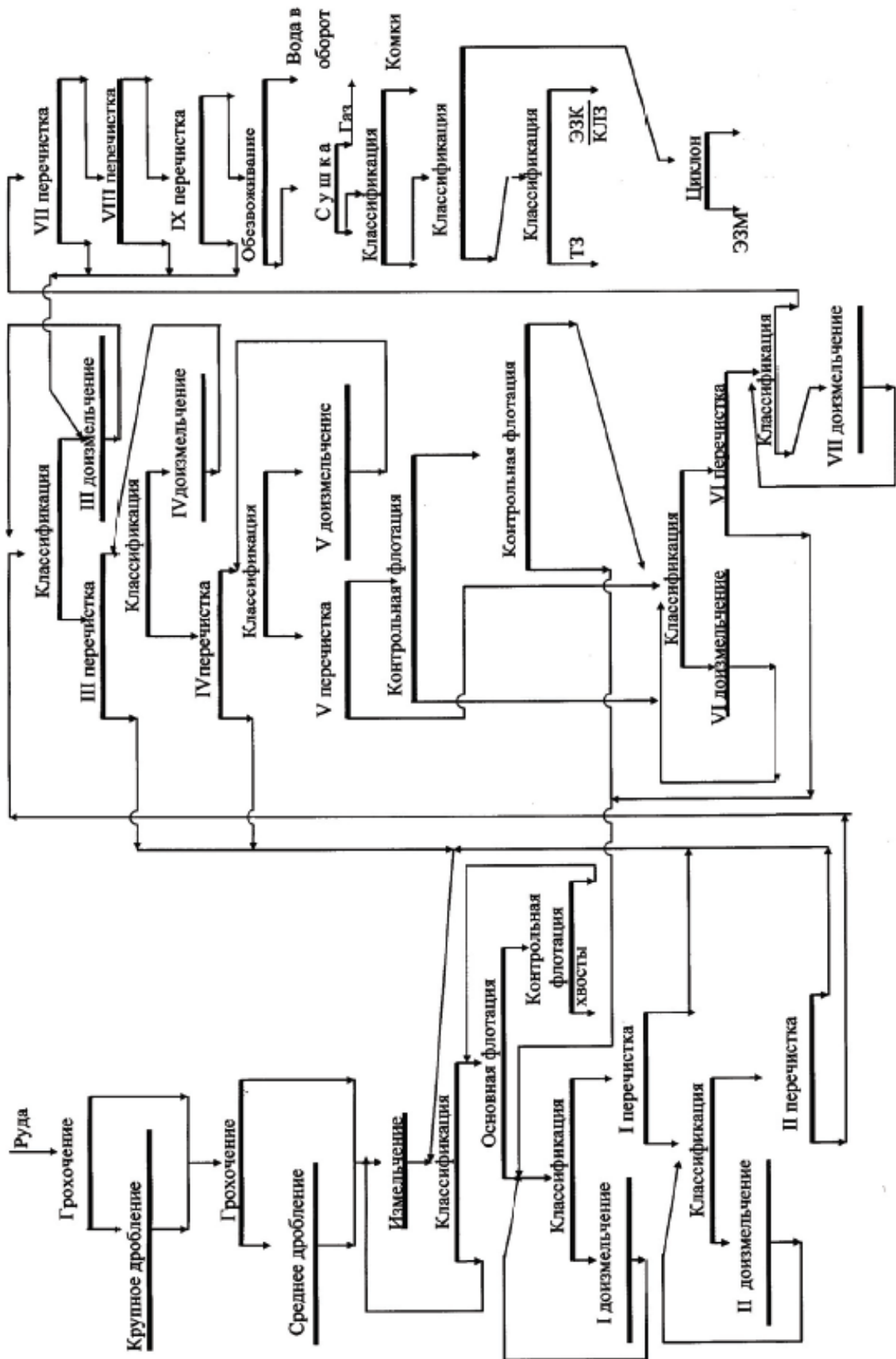


Рис. 2.4. Схема обогащения графитовой руды на Завальевском комбинате

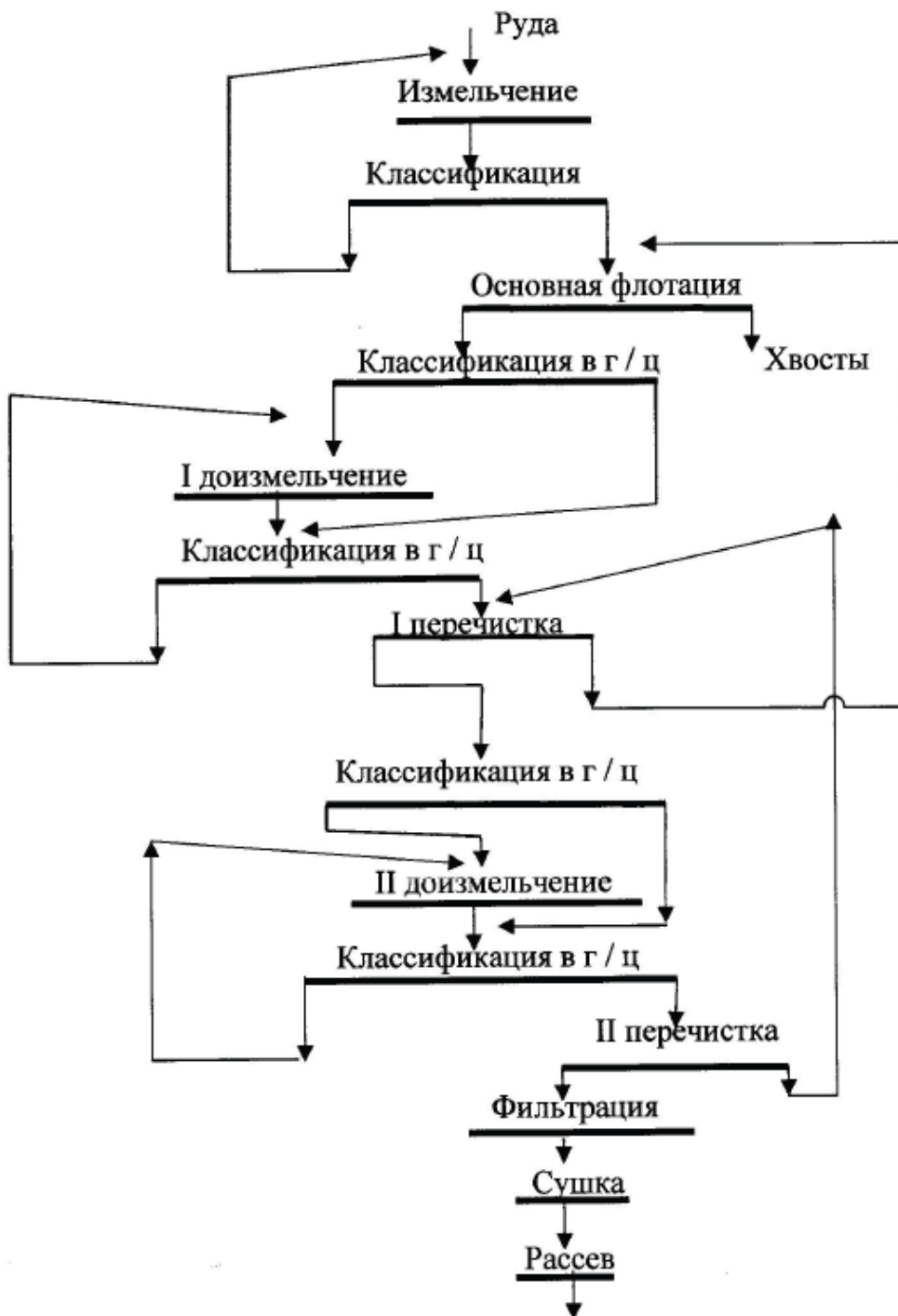


Рис. 2.5. Схема обогащения графитовой руды на фабрике в Нетолицах

Малозольные высококачественные графиты получают в цехе химического обогащения путем спекания с кальцинированной содой при 900 °С в течение трех часов, кипячения спека в воде при 100 °С в течение часа,

Рис. 2.6. Схема обогащения графитовой руды на фабрике штата Алабама

Спрос на графитовые концентраты предусматривает узкую классификацию по крупности, в связи с чем валовый концентрат после сушки неоднократно измельчается и классифицируется. Так, например, на канадской фабрике «Блэк Доннальд» графитовый концентрат с содержанием углерода 81–97 % доизмельчается в три стадии и классифицируется на семь фракций – от +0,32 до 0,04 мм. Из этого количества фракций фабрика выпускает до сорока сортов графита.

Для обогащения доменного графита используется грохочение, воздушная и гидравлическая классификация, а также магнитная сепарация. Для доводки часто применяется флотация.

Производство графитовых изделий и материалов

Одним из крупнейших потребителей графита является производство тиглей.

Графитовые тигли применяют для плавки цветных и благородных металлов и сплавов, а также специальных сортов стали.

Графитовые тигли выдерживают нагревание до 1700–1800 °С.

Они изготавливаются из массы, в состав которой помимо графита входит огнеупорная глина и кварц.

Состав тигельной массы изменяется в зависимости от назначения тиглей. Содержание графита в ней может колебаться от 8 до 50 %. Графит сообщает тигельной массе высокую огнеупорность, теплопроводность и термическую стойкость, придает им гладкую блестящую поверхность, к которой плохо пристает расплавленный металл.

Для изготовления тигельной массы измельченную шихту, состоящую из графита, огнеупорной глины, каолина, кварца и шамота, перемешивают в барабане, увлажняют и обрабатывают при помощи мешалок или на бегунах для получения совершенно однородной массы. После некоторого вылеживания тигельная масса формуется и тигли медленно подсушиваются. После сушки их обжигают в керамических пламенных печах в восстановительной атмосфере при 900 °С.

Литейная краска изготавливается главным образом из скрытокристаллических графитов измельчением до 90 % класса –0,05 мм.

В состав краски помимо графита могут входить глина, мука, столярный клей и другие коллоидные вещества, обладающие стабилизирующим действием. При наличии примесей, сопутствующих стабилизации суспензии

графита в воде, допускается зольность до 50 % и выше, в противном случае зольность не должна превышать 30 %.

Для покрытия постоянных металлических и полупостоянных керамических форм применяются специальные графито-коллоидные краски, изготавливаемые из измельченного до 10–20 мкм графита с минимальной зольностью.

Электроды изготавливают из смеси графита, антрацита, кокса и других веществ, к которой в качестве связующего материала добавляют битум. Из полученной массы прессуют электроды требуемой формы, которые затем обжигают в восстановительной атмосфере.

Графитовые щетки для электрических машин изготавливают из смеси измельченного графита, меди и угля.

Смазочные материалы представляют собой суспензию тонко измельченного порошка в воде или в масле.

Карандашные стержни изготавливают из тонко измельченного графита в смеси с глиной. Чем больше содержание глины, тем тверже карандаш. В очень мягких карандашах содержание графита достигает 90 %, а в очень твердых – 20 %.

Изготовление карандашной массы заключается в тонком измельчении и тщательном смешивании глины, графита и воды в шаровых мельницах в течение нескольких суток. Из полученной однородной массы избыток воды удаляется нагреванием до образования пластичного теста. При помощи гидравлического пресса из пластичной массы выдавливается бесконечный стержень, который разрезается на части, выравнивается, сушится и обжигается до спекания. После обжига стержни (для придания им пишущих свойств) пропитывают жирными веществами, затем заключают в деревянную оболочку, склеиваемую из двух половинок. Для чернильных карандашей добавляют клей и краски, а стержни не обжигают.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №9

Тема: Технология обогащения баритовых руд

План:

1. Свойства и применение барита.
2. Типы руд и месторождений барита.
3. Технические требования к качеству барита

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Свойства и применение барита

Барит (BaSO_4) – это природная сернокислая соль бария с содержанием $\text{BaO} = 65,7\%$.

Цвет чистых разновидностей барита снежно-белый. В зависимости от примесей бывает серый, желтоватый, бурый, коричневый и иногда черный барит. Встречаются прозрачные разновидности барита. Они называются оптическими баритами, так как используются при производстве оптического стекла.

Барит обладает стекляннным блеском, удельный вес его составляет 4,5, твердость – 3–3,5. Он поглощает рентгеновские лучи, в химическом отношении – инертен. Барит не растворим в воде, органических растворителях и слабых минеральных кислотах.

При восстановлении барита углеродом, коксом, антрацитом он переходит в растворимое соединение BaS .

Барит обладает рядом важнейших свойств:

- высоким содержанием бария;
- большим удельным весом;
- белизной;
- химической инертностью;
- способностью поглощать рентгеновские лучи;
- ядовитостью растворимых соединений бария.

Высокий удельный вес, химическая инертность обуславливают применение его в качестве утяжелителя глин, растворов при бурении нефтяных скважин.

За счет высокого содержания бария он нашел широкое применение как сырье для получения различных солей и препаратов бария.

Белизна определяет его применение в лакокрасочной промышленности (краски – белые и цветные, лаки) и при производстве бумаги.

Химическая инертность дает возможность использовать его в качестве наполнителя в резине, бумаге, красках и лаках.

Способность поглощать рентгеновские лучи является основой для применения его в специальных строительных материалах, при диагностике внутренних болезней.

Ядовитость бариевых соединений (в том числе и витерита) используется для борьбы с грызунами. Кроме того, барий применяется при производстве различных твердых пластмасс, взрывчатых веществ, в пиротехнике, стеклоделии и т.д.

Типы руд и месторождений барита

В отечественной промышленности различают собственно баритовые и комплексные баритовые руды. Первые представлены монобаритовыми, витерит-баритовыми, кварц-баритовыми и кальцит-кварц-баритовыми разновидностями, вторые – барит-флюоритовыми, редкометалльно-баритфлюорит-железородными и барит-сульфидными (барит-колчеданными и барит-полиметаллическими).

Большая часть мирового производства барита приходится на комплексные сульфидно-баритовые руды, из которых он извлекается в качестве побочного продукта.

Баритовые руды образуются в месторождениях нижеописанных генетических типов.

I. Эндогенные месторождения.

1. Гидротермальные средне-низкотемпературные месторождения умеренных и малых глубин: 1) собственно баритовые, витерит-баритовые и барит-флюоритовые жильные и пластообразные; 2) барит-золото-полиметаллические жильные в эффузивных породах; 3) барит-полиметаллические стратиформные в карбонатных породах.

2. Вулканогенно-гидротермальные и вулканогенно-осадочные колчеданные месторождения.

II. Экзогенные месторождения

1. Обломочные и остаточные месторождения кор выветривания.

2. Осадочные хемогенные месторождения.

Гидротермальные собственно баритовые, витеритбаритовые и барит-флюоритовые месторождения. Этот генетический тип месторождений весьма важный для барита и единственный для витерита. Он характеризуется высоким качеством руд. По форме рудных тел и способу выделения минералов среди этих месторождений различают жильные и пластообразные.

Для жильных месторождений основными рудными телами являются жилы, линзы и баритовые брекчии, образовавшиеся в результате выполнения различных тектонических полостей (отдельные трещины, системы трещин, зоны брекчирования). Жилы располагаются цепочками в виде кулис или слагают штокверки и брекчиевидные тела. Вмещающие породы – преимущественно осадочные песчано-сланцевые и эффузивноосадочные, редко интрузивные.

Пластообразные месторождения формируются путем метасоматического замещения известняков, доломитов и эффузивных пород.

Размеры рудных тел месторождений обоих подтипов варьируют в больших пределах: от десятков и сотен метров до двух километров в длину при мощности от долей метров до пятнадцати метров. Тела прослеживаются на глубину нескольких сотен метров. Запасы баритовых руд в отдельных телах варьируют от 0,1 до 1 млн. т.

По минеральному составу выделяют три разновидности руд месторождений этого типа:

- 1) баритовые (50–99 % $BaSO_4$);
- 2) витеритбаритовые (1–70 % $BaCl_2$);
- 3) барит-флюоритовые (1–70 % барита и 15–80 % флюорита).

Из других минералов наиболее распространены кварц и кальцит. В небольшом количестве встречаются флюорит (в двух первых разновидностях руд), галенит, сфалерит, пирит, халькопирит, тетраэдрит, золото, серебро и киноварь. Руды первых двух разновидностей крупно- и мелкозернистые, высококачественные, обычно белого цвета, хорошо обогащаются.

Для месторождений характерна вертикальная зональность. Витерит отмечается в самых верхних частях рудных тел. Он обычно замещает барит, образуя псевдоморфозы по нему. Собственно баритовые руды также расположены в верхних частях рудных тел. С глубиной увеличивается содержание флюорита, кварца, кальцита и сульфидов. Вмещающие породы в наиболее дислоцированных приконтактных участках рудных тел подвергаются гидротермальному изменению: каолинизации, хлоритизации, серицитизации, пиритизации, окварцеванию и цеолитизации. Такие месторождения есть в Туркмении, Южной Осетии, Абхазии, Южном Казахстане.

Барит - золото - полиметаллические жильные вулканогенно – гидротермальные месторождения связаны с андезит-дацитовым наземным вулканизмом поздней стадии геосинклинального развития складчатых областей. На этих месторождениях барит является распространенным жильным минералом. Он выделяется в верхних частях жил и в околорудных измененных

породах (зоны баритизации). Месторождения: Беганьское и Береговское (Закарпатье), Белореченское (Северный Кавказ), Туюкское (Южный Казахстан).

Барит - полиметаллические стратиформные месторождения в карбонатных породах вместе с колчеданными месторождениями служат основным источником попутной добычи барита в СНГ (80 %). Руды данных месторождений – комплексные баритсвинцово-цинковые, но иногда на месторождениях встречаются и собственно баритовые руды.

Генезис месторождений спорный: одни геологи относят их к гидротермальным (телетермальным), другие – к хемогенным осадочным. Месторождения: Миргалимсай (Южный Казахстан), группа месторождений Миссисипи-Миссури (США), Барега на острове Сардиния (Италия).

Колчеданные (вулканогенно – гидротемальные и вулканогенно - осадочные месторождения распространены чрезвычайно широко и связаны с субмаринным базальт-липаритовым вулканизмом ранних стадий эвгеосинклинального развития складчатых зон. Барит в них является, наряду с кварцем, жильным минералом и извлекается попутно. Месторождения: Маднеульское (Грузия); Ахтальское (Армения); Молодежное, Джусинское, Гайское (Южный Урал); Сокольное, Белоусовское, Зыряновское (Рудный Алтай); Новоурское (Кемеровская область); Жайремское (Казахстан).

Обломочные и остаточные месторождения корыветривания. Барит накапливается в верхних, вскрытых эрозией частях месторождений. Наибольшее промышленное значение имеют элювиальные залежи, сложенные глиноподобной массой, содержащей обломки баритовых руд, мелкие кристаллы барита, пирита, иногда галенита и гидроокислы железа. На глубине элювиальные залежи нередко переходят в зоны окисления первичных руд. Месторождения: Медведевское (Южный Урал); месторождения штатов Миссури и Теннесси, обладающие 45 % запасов барита США и дающие 33 % его добычи.

Хемогенные осадочные месторождения достаточно широко распространены и представлены крупными пластовыми залежами собственно баритовых и реже сульфидно-баритовых руд, приуроченных к прибрежно-морским отложениям углисто-глинисто-кремнистосланцевой формации. Мощность баритовых пластов варьирует от долей до нескольких метров, а протяженность измеряется километрами. Пласты сложены массивными, конкреционными и вкрапленными рудами. Содержание барита в массивных рудах достигает до 90 %, в конкреционных – до 60 % и во вкрапленных – до 20 %.

Массивные руды концентрируются в нижних частях баритоносных горизонтов, а конкреционные и вкрапленные – в верхних. В баритовых пластах

отмечается повышенная битуминозность, обуславливающая черную окраску барита, присутствуют примеси ванадия, стронция, фосфатов и сульфидов (преимущественно пирита). Месторождения: Пальникское и Хойленское (западный склон Полярного Урала); Чиганакское (Центральный Казахстан); Мегген (Вестфалия, Германия).

Техногенные образования барита представляют собой отвалы обогатительных фабрик, накопившиеся в результате многолетнего складирования тонкоизмельченных продуктов переработки комплексных руд–колчеданных, полиметаллических, из которых барит и другие жильные минералы (пирит, кварц, карбонаты) не извлекались.

Отвалы с промышленным содержанием барита известны на месторождениях Салаирской группы (Россия), Минерал-Кинг (США) и Джайент (Канада).

В качестве второго техногенного источника барита могут стать продукты регенерации отработанных глинистых буровых растворов.

Технические требования к качеству барита

Отечественной промышленностью выпускается кусковой, молотый барит и баритовый концентрат. По физико-химическим показателям все виды барита делятся на 6 сортов: 1-й, 2-й, 3-й, 4-й, 5-й, 6-й.

По гранулометрическому составу молотый барит и баритовый концентрат делятся на 2 класса: класс А (наполнитель) и класс Б (утяжелитель).

Барит должен соответствовать показателям, приведенным в табл. 4.1–4.3.

Для главного потребителя молотого барита – нефтяной и газовой промышленности – самыми важными показателями являются удельный вес и тонина помола. Большое значение имеет также химическая инертность утяжелителя. Требования по удельному весу нормируются ГОСТом, в соответствии с которыми этот вес должен быть не менее 3,8. По показателю тонины помола утяжелитель отнесен к классу Б.

По требованиям к товарному бариту в США минимальное содержание в нем $BaSO_4$ составляет 90 %, причем химические сорта содержат до 96 % и даже больше. Ограничиваются примеси железа и кремнезема. На рынок барит поступает в кусковом (crude) или молотом (ground) виде. В США основную продукцию дают мономинеральные, барито-кварцевые месторождения и россыпи после отмывки и гравитационного обогащения. Барит, используемый в качестве наполнителя, а также пигмента, обычно обесцвечивают серной кислотой. Он носит название «прайм уайт». Темные нестандартные сорта также

находят применение, но лишь в производстве цветных красок. Барит-утяжелитель, применяемый нефтяной промышленностью, выпускается разных сортов с различным удельным весом – 4,0; 4,35; 4,30. Содержание $BaSO_4$ в нем колеблется от 90 до 95 %; помол не крупнее 0,040 мм.

Таблица 4.1. Марки барита по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)

Марка	Код ОКП	Область применения
Класс А	176921 01 00	Для производства солей бария;
КБ-1	176921 0105 00	электровакуумного и электролампового стекла,
КБ-2	176921 0106 10	литопона, в качестве наполнителя красок
КБ-3	176921 0107 09	Для производства солей бария, литопона, в качестве наполнителя красок
КБ-4	176921 0108 08	В качестве наполнителя красок и в других областях промышленности
КБ-5	176921 0109 07	
КБ-6	176921 0111 02	
Класс Б	176921 02 00	Для утяжелителей буровых растворов
КБ-3	176921 0206 07	
КБ-5	176921 0207 06	
КБ-6	176921 0208 05	

Таблица 4.2. Технические требования к баритовому концентрату класса А по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки					
	КБ-1	КБ-2	КБ-3	КБ-4	КБ-5	Б-6
1. Массовая доля серно-кислого бария, %, не менее	95	92	90	87	85	80
2. Массовая доля двуокиси кремния (SiO_2), %, не более	1,5	1,5	2,5	3,5	4,0	4,5
Массовая доля железа в пересчете на окись железа (Fe_2O_3), %, не более	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	2,5
3. Массовая доля суммы кальция и магния в пересчете на окись кальция (CaO), %, не более	0,5	1,0	1,5	6	7	7
4. Массовая доля влаги в сушеном продукте, %, не более	2	2	2	2	2	2
5. рН водной вытяжки	6–8	6–8	6–8	6–8	6–8	6–8

Примечания: 1. Нормы по показателям 1–4 даны в пересчете на сухое вещество.

2. Допускается по согласованию с потребителем поставлять несущий баритовый концентрат с влажностью не более 12 %.

Таблица 4.3. Технические требования к баритовому концентрату класса Б по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки		
	КБ-3	КБ-5	КБ-6
1. Массовая доля серно-кислого бария, %, не менее	90	85	80
2. Массовая доля водорастворимых солей, %, не более	0,35	0,45	0,45
3. Массовая доля влаги, %, не более	2	2	2
4. Массовая доля остатка после просева на сетке № 0071К по ГОСТ 6613-86, %, не более	6	6	6
5. Плотность, г/см ³ , не менее	4,2	4,1	4,0
6. Массовая доля фракции 5 мкм, %, не более	10	20	20
7. Массовая доля пирита, %, не более	6	6	6

Примечание. Нормы по показателям 1 и 2 даны в пересчете на сухое вещество.

Как и по большинству неметаллов, качество исходного сырья, из которого получается товарный барит, у нас не нормируется и ГОСТов на него не существует. Объясняется это чрезвычайным разнообразием геологических, технологических и экономических условий, которыми характеризуются месторождения и руды барита. Однако для оценки последнего все же необходимо знать, какое минимальное содержание барита должно быть в исходной руде.

В СНГ жильные месторождения богатых минеральных руд, дающих кусковой материал для химической промышленности, отличаются, как правило, высоким содержанием барита. Так, бариты ряда разрабатываемых мономинеральных месторождений Грузии содержат от 80 до 90 % барита; в месторождениях Азербайджана оно колеблется от 60 до 80 %, а в Армении от 83 до 91 %. В США кусковой барит частично добывается из месторождений, которые тоже характеризуются высоким содержанием барита – порядка 93–95 %.

Содержание его в мономинеральных и кварцевых рудах, требующих обогащения механическим способом, не превышает 30–50 %.

Но промышленность в отдельных случаях использует и более бедные руды (содержание барита 7–8 %).

Несколько повышаются требования сортности исходной руды при использовании комплексных месторождений и мелковкрапленных руд, когда получение товарного баритового концентрата обязательно требует флотации.

В России содержание барита в комплексном сырье, флотируемом Салаирской фабрикой, колеблется в пределах 20–26 %. В США тонковкрапленные руды пластового типа, обогащаемые флотационным способом, содержат около 30 % барита.

Обоснованная оценка возможна только в каждом конкретном случае на основе детальных расчетов, с учетом как геологических, так и экономико-географических факторов.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №10

Тема: Обогащения баритовых руд методом гравитации

План:

1. Промывка, селективное измельчение, классификация и гравитационные методы обогащения.
2. Виды и принцип работы аппаратов, применяемые в гравитационном обогащении.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Обогащение баритовых руд

Выбор способа обогащения зависит от минерального состава, структуры руды, от размеров вкраплений, требований потребителя. При обогащении барита используется, в основном, его высокий удельный вес, значительная флотационная активность и химическая инертность барита. Некоторую роль играет способность кристаллов барита растрескиваться при нагревании и крайне низкая магнитная его проницаемость.

В настоящее время применяют радиометрические методы обогащения, промывку, гравитационные методы обогащения, термическое, химическое, магнитное и электрическое обогащение.

Промывка, селективное измельчение, классификация и гравитационные методы обогащения

К основным процессам разрушения полезных ископаемых на обогатительных фабриках помимо дробления и измельчения относится процесс дезинтеграции, используемый преимущественно для разрушения полезных ископаемых из вторичных месторождений. Месторождения полезных ископаемых этого типа имеют общую особенность, заключающуюся в том, что ценный компонент или сцементирован, или загрязнен глиной или песчано-глинистой породой. Процесс дезинтеграции переотложенных полезных ископаемых использует механическую неоднородность компонентов и гидронестойкость глин – способность распускаться в воде на первоначальные частицы и агрегаты.

Дезинтеграция глинистых пород, их диспергирование происходят за счет механического воздействия рабочих органов аппаратов, воды и в некоторых случаях воздуха. Рабочие органы машин разрушают комья, увеличивают поверхность материала. При трении рабочих органов о материал

тонкодиспергированные частицы переходят в воду, а к свежееобнаженным поверхностям обеспечивается доступ воды, растворяющей клеящие пленки гелей и соли, проникающей в поры, расклинивающей наслоение, механически разрыхляющей и снимающей частицы глины.

В зависимости от крупности прочного компонента, наличия песков и состава глинистых частиц используют грохочение или классификацию. Процесс, объединяющий в себе операции дезинтеграции, грохочения и классификации, реализованный в одном аппарате, называют промывкой.

Баритовые руды различных типов в разной степени поддаются обогащению. Наиболее обогатимы глинисто-баритовые и песчано-баритовые руды. Для таких руд достаточно одной промывки.

Так, на некоторых американских рудниках, разрабатывающих россыпи, одной отмывкой удается повысить содержание барита в продукте до 25–45 % при содержании его в исходном сырье менее 10 %.

На мелких предприятиях США часто применяют переносные промывочные установки, работающие под открытым небом.

Для большинства руд одной промывки недостаточно, поэтому используют доводку гравитационными методами (отсадкой, концентрацией на столах и обогащением в тяжелых средах).

Примером применения промывки и гравитационных методов является руда Чордского месторождения мономинерального барита, где работает гравитационная фабрика. Операции производятся в следующей последовательности: крупное дробление отсортированной руды на щековой дробилке, измельчение на валках до 7 мм, мокрое грохочение с разделением на классы $-7+3$ мм и $-3+0$ мм. Каждый класс отдельно обогащается на отсадочной машине, мелкий класс флотуруется.

Несмотря на большую разницу между удельными весами барита (4,3–4,4 г/см³) и достаточно полное раскрытие частиц минералов, технологические показатели отсадки бывают невысокие; суммарное извлечение барита в концентрат составляет 76 %. Как показал анализ работы отсадочных машин, причиной их нестабильной работы является частое колебание содержания барита в руде – от 50 до 75 %. В таких условиях для поддержания оптимального выхода концентрата требуется регулирование высоты постели и амплитуды хода диафрагмы, которое трудно осуществить без остановки отсадочных машин.

Для установления возможности интенсификации процесса обогащения баритовых руд были проведены исследования по обогащению этих руд в гидроциклоне с применением в качестве утяжелителя баритового флотоконцентрата. В процессе исследований было изучено влияние

соотношения Т:Ж и давления пульпы, минерального состава руды, соотношения диаметров сливной и песковой насадок гидроциклона, плотности суспензии на выход и качество баритового концентрата.

Было также установлено, что колебание содержания барита в руде от 30 до 75 % при неизменном режиме обогащения мало влияет на извлечение барита в концентрат, которое меняется от 90 до 95 %. При этом во всех случаях получается кондиционный концентрат с содержанием барита от 80 до 92 %. Плотность рабочей суспензии на выходе составляет 2,0 г/см³, чего при давлении пульпы 1,5 кг/см² вполне достаточно для получения в песковой части оптимальной плотности разделения. Применение в качестве утяжелителя баритового флотационного концентрата упрощает схему регенерации суспензии.

Баритовую руду, содержащую глину, песок, кремниевую гальку, известняк, разделяют в процессе селективного измельчения и классификации. Селективное измельчение барита обусловлено его свойствами.

Мягкий и рыхлый барит, имеющий большой удельный вес, при падении измельчается до более тонкого размера, чем все содержащиеся в руде примеси, которые обладают большей твердостью, чем барит, но имеют вдвое меньший удельный вес. За рубежом процесс измельчения осуществляют в восьмигранном барабане, диаметр которого подбирают соответственно свойствам руды.

Однако для других типов руд описанных выше методов недостаточно для получения качественных концентратов и требуется применение более сложных методов: механических, термических и химических.

Тонкодисперсные сульфиды и силикаты отделяются флотацией. При выборе метода обогащения мономинеральных руд важную роль играет размер зерен и структурные особенности руды. Комплексные руды независимо от структурных особенностей (как сульфидные, так и флюоритовые) практически обогащаются только флотацией.

Термический метод (декрипитация)

Декрипитация – это избирательное раскрытие, основанное на способности отдельных минералов разрушаться по плоскостям спайности при нагревании и последующем быстром охлаждении или только при нагревании.

Процесс декрипитационного разрушения объясняется наличием кристаллизационной воды, газовой-жидких включений, низкой теплопроводностью отдельных минералов, ярко выраженной спайностью. Наличие газовой-жидких включений, кристаллизационной воды при нагреве

приводят к появлению значительных внутренних напряжений в минерале, что является причиной появления трещин и разрушения минералов.

Неоднородные тепловые свойства компонентов полезного ископаемого при нагреве также приводят к появлению множества очагов внутренних напряжений. Увеличение внутренних напряжений достигается резким охлаждением поверхности кусков полезного ископаемого, что приводит или к его разрушению, или к ослаблению связей между минералами.

Для барита декрипитация была предложена ВИМС и в 1932 г. апробирована на опытной установке на Кутаисском заводе. Барит при нагревании растрескивается и превращается в мелкий порошок, а минералы-примеси не растрескиваются и в размерах не уменьшаются. Нагревание производится при температуре 400–450 °С во вращающейся трубчатой печи (длина ее 8,5 м, диаметр 0,6 м, скорость вращения 4,5 об/мин, производительность 1,5–1,8 т/ч). Из печи руда поступает на сито (16 отв/см²). Верхний класс, представляющий пустую породу, идет в отвал, а нижний поступает на дальнейшую сортировку на ряд более тонких сит. Выход баритового концентрата достигает 83% при среднем содержании в нем барита до 98,5 %.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №11

Тема: Обогащения баритовых руд методом флотации

План:

1. Флотационные свойства минералов барита; реагенты, применяемые в процессе флотации.
2. Факторы, влияющие на процесс флотации и методы их предотвращения

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Флотационные свойства минералов барита; реагенты, применяемые в процессе флотации

Промышленная флотация баритовых руд не имеет такого богатого опыта, как флотация сульфидных руд. У нас флотация баритовых руд впервые была осуществлена на Салаирской обогатительной фабрике (1934–1937 гг.). Долгое время хвосты флотации полиметаллических руд, содержащих барит, на ряде фабрик сбрасывались в отвал.

Барит относится к числу сравнительно хорошо флотирующихся минералов. Для его флотации применяются олеиновая кислота, талловое масло в смеси с керосином, окисленный рисайкл, сульфатное мыло, нафтеновые кислоты, асидол. Хорошими собирателями барита являются алкилсульфаты, особенно в кислой среде, а также алкилбензолсульфонаты.

В последнее время олеиновая кислота заменяется реагентами ВС-2, ВС-4, ДНС-ВН, эфирокислотами [45, 46]. Кроме того, используют сочетание карбоксильных собирателей с хлорамином Б в соотношении 1:0,25÷1:3 [47], а для снижения расхода жидкого стекла добавляют полиалюмосиликат натрия.

В некоторых случаях в качестве активатора барита используют NaOH или Na_2CO_3 (0,5–1,5 кг/т).

Отделение барита от кварца производится с помощью карбоксильного собирателя в присутствии жидкого стекла, служащего депрессором пустой породы. Были испытаны новые реагенты-собиратели барита – таллактан и теасак [44], дающие возможность получать высококачественные баритовые концентраты при высоком извлечении.

Сложнее отделить барит от кальцита или флюорита. Для этого часто необходимы специальные депрессоры, например, бихромат калия, декстрин, хотя иногда неплохие результаты можно получить и с жидким стеклом, но при повышенном его расходе (до 4 кг/т).

Для отделения барита от карбонатов был предложен также способ доводки концентратов по методу Петрова, заключающийся в обработке концентрата основной баритовой флотации при подогреве в течение 30–40 мин в плотной пульпе, содержащей 0,25–0,5 % жидкого стекла.

Селективная флотация барита из руд с повышенным содержанием кальцита успешно осуществляется при использовании в качестве собирателя алкилсульфата натрия. Расход алкилсульфата составляет 100–150 г/т.

При этом для депрессии пустой породы также вводится жидкое стекло.

Преимуществом использования алкилсульфата является возможность флотации на жесткой воде, без обесшламливания руды, при невысоких расходах собирателя.

М.А. Эйгельс и И.Д. Чогошвилли считают, что талловое масло в слабощелочной среде ($\text{pH} = 8,0\text{--}9,5$) является достаточно селективным собирателем при разделении барита и кальцита.

А.Н. Гребнев и Л.К. Стефановская показали возможность применения для селекции барита и кальцита алкилсульфатов, приготовленных на основе таллового масла, – таллеилсульфатов 1 и 2.

В Болгарии был синтезирован новый реагент-регулятор для селекции барито-кальцитовых руд – синдан-2, представляющий конденсат гидролизного лигнина.

ВНИИЦветметом предложен собиратель С-3, который является продуктом переработки нефтяного парафина и содержит в своем составе синтетические жирные кислоты. С-3 – это крупнотоннажный полупродукт производства синтетических жирных кислот Омского нефтеперерабатывающего завода. Хорошими флотационными свойствами обладают и товарные фракции синтетических кислот (С10–С13, С14–С16, С17–С20), получаемые в промышленных условиях из С-3.

Применение реагента С-3 в сравнении с олеатом натрия, ВС-2 и талловым маслом улучшает технологические показатели, сокращает время флотации, снижает расход жидкого стекла при одинаковых расходах собирателя. Использование смеси С-3 с талловым маслом в соотношении 1:1 (300 г/т) на двух обогатительных фабриках повысило извлечение барита на 3,2 % и содержание в концентрате – на 1,6 %.

Отделение барита от флюорита возможно также при флотации олеиновой кислотой в присутствии танина (квебрахо) совместно с солью железа. В этих условиях подавляется флотация барита.

И. Хамман предложил в качестве депрессора флюорита лимонную кислоту при флотации барита алкилсульфатом. При этом барит может активироваться хлористым бариумом, небольшими добавками

сульфитноцеллюлозного экстракта, силиката натрия или $K_2Cr_2O_7$. Отделение барита от флюорита проходит более эффективно даже при использовании жидкого стекла, если в качестве собирателя применять эмульсол X-1 (комплексная натриевая соль сульфированных спиртов жирных кислот).

Комбинация силиката натрия, сернокислой меди, двуххромового кислого калия и олеата натрия дала возможность получить концентрат, содержащий 98 % $BaSO_4$ при извлечении 82 %.

В Чехословакии Б. Добиашем при флотации барит-флюоритовой руды с использованием реагента-собирателя синтапона – СР (смесь алкилсульфатов), жидкого стекла и лимонной кислоты были получены следующие концентраты: баритовый с содержанием 97,03 % $BaSO_4$ и флюоритовый с содержанием 98 % CaF_2 при высоком извлечении.

Другой чехословацкий исследователь Я. Коцоурек применил обратную флотацию. Барит депрессировался декстрином или крахмалом с добавкой двуххромово-калиевой соли, флюорит флотировался масляной кислотой, ее солями, сульфатами высших жирных спиртов или их смесей. Для улучшения флотируемости флюорита подавалось жидкое стекло и хлористый натрий. Барит флотировался из хвостов флюоритовой флотации тем же собирателем, каким флотировался флюорит. Остатки CaF_2 подавлялись лимонной кислотой.

В. Бергер флотировал барит из флюорито-баритовой руды с помощью собирателя ОТС (600 г/т), а затем при добавлении 200 г/т того же реагента извлекал флюоритовый концентрат. Из другой руды барит флотировался собирателем Кардиол-НС (технический продукт с 45 % алкилсульфатов), из хвостов флотировался флюорит олеиновой кислотой.

При флотации флюорита олеатом натрия из руды, содержащей барит и силикаты, декстрин может служить активатором флюорита, а хромпик-депрессором барита. Для депрессии барита можно применять перманганат, йодаты, а также хлористый барий, но их действие значительно слабее.

Минералы железа отделяются от барита гравитационными методами, флотацией или растворением в кислотах.

Флотация барита для отделения от окисленных железных минералов ведется карбоксильным собирателем в щелочной пульпе (рН = 11) в присутствии метасиликата натрия (расход 0,5–1 кг/т).

Перечистку баритового концентрата, полученного в щелочном цикле, можно осуществлять в кислой среде (рН = 3); при этом флотируются железные минералы и глины.

Сложным является отделение барита от сидерита. Барит может селективно флотироваться олеиновой кислотой при рН = 9; при рН от 6 до 9 флотируется и барит, и сидерит. С лаурилсульфатом барит хорошо флотируется

при значениях рН в пределах 8–9; кварц и сидерит в этих условиях практически не флотируются. Отделение барита от сидерита при использовании октадециламин-гидрохлорида осуществляется в кислой среде при рН ниже 2,5. Барит флотируется анионным собирателем в щелочной среде, а катионным – в кислой.

Жидкое стекло в основной флотации больше является диспергатором, чем депрессором окислов железа. Помимо жидкого стекла диспергатором могут служить желатин, дубильная кислота (таннин), экстракт еловой коры и др. Шламы перед флотацией окислов железа необходимо удалять.

Для удаления барита из Бакальской сидеритовой руды используют соду (100 г/т), смеси таллового масла с олеиновой кислотой, ИМ-11.

Для флотации кремиковской руды разработан новый болгарский селективный собиратель – флотореагент ВК, представляющий собой комбинацию сульфатированных и несульфатированных высших жирных спиртов с длинной углеводородной цепью С10–С18 [48].

В работах [49] предложены в качестве собирателя N-алканоловые, в частности, N-алканоламил-карбоновые кислоты или N-алканол-N-алкиламинокарбоновые кислоты.

Флотация барита из хвостов сульфидной флотации имеет ту особенность, что руда уже тонко измельчена и в пульпе присутствуют реагенты, которые применялись при флотации сульфидов.

Разработкой режимов извлечения барита из хвостов сульфидной флотации руд Салаирского, Миргалимсайского и других месторождений занимались институты Гинцветмет, Иргиридмет, ЦНИГРИ, ИМР, Уралмеханобр. Вышеописанные реагенты-собиратели используются в качестве собирателей барита, а депрессоры – в соответствии с составом породобразующих минералов. Хорошие результаты дает Баритол и ОНМК [50].

Внимание было обращено на отходы лесохимического (БТ-1С) и масложирового («Даллес») производств, по стоимости значительно уступающих олеиновой кислоте. Флотации подвергались руды Забайкальского региона – месторождения Усугли, Жетковское, Гарсонуйское, Этыкинское, Монголии – Бор-Ун-Дур и баритсодержащие руды, перерабатываемые Салаирским ГОКом. Использование реагентов с наличием в их составе предельных и непредельных кислот в определенном их соотношении позволяет повысить качество и извлечение флюоритового и баритового концентратов при равном их расходе в сравнении с традиционными и незначительной стоимостью последних.

В зарубежной практике барит после флотации сульфидов флотируется олеиновой кислотой или синтапоном – СР пастой при рН = 8,5–10 в присутствии жидкого стекла (1 кг/т).

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №12

Тема: Обогащение баритовых руд в электрическом и магнитном поле

План:

1. Обогащение в электрическом и магнитном поле
2. Схемы обогащения баритовых руд.
3. Производство молотого барита, литопона, солей и препаратов бария

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Обогащение в электрическом и магнитном поле

В электрическом поле обогащаются баритовые руды, содержащие в основном барит, кварц, незначительные примеси окислов железа и алюминия. Электрическое разделение баритовых руд невозможно без предварительной обработки, поскольку разница в поверхностной проводимости составляющих руду компонентов незначительна. Поэтому используют способ предварительной обработки руды нагреванием исходного материала до температуры 200–700 °С.

Способ электрического обогащения баритовых руд включает следующие операции: измельчение руды до размера 1–2 мм, обесшламливание по классу 0,074 мм, сушку и нагрев материала до 240 °С, электризацию при этой же температуре контактным способом и пропускание заряженных частиц через электростатическое поле. Наилучшие результаты получают при нагреве исходного материала до 93–240 °С. Верхний предел нагрева баритовой руды составляет 480 °С. При обогащении описанным способом баритово-флюоритовой руды, содержащей 38 % барита, 51,0 % CaF_2 , 4 % кварца, 7 % глины и другой пустой породы, получен баритовый концентрат с содержанием 84,5 % BaSO_4 при извлечении 84,5 %.

Термическая предварительная обработка руды способствует успешной сепарации компонентов, однако требует большого расхода энергии на нагрев материала.

Значительное снижение температуры нагрева и температуры, при которой происходит процесс разделения, может быть достигнуто применением химического кондиционирования, благодаря которому отдельные компоненты минеральной смеси приобретают различные свойства.

В отдельных случаях обработки исходной руды химическими веществами бывает недостаточно для того, чтобы создать необходимое

различие в поверхностной проводимости компонентов. Тогда руду, подлежащую обогащению, после кондиционирования химическими реагентами смешивают с порошкообразными веществами, которые, смотря по обстоятельствам, обладают высокой или низкой проводимостью. Эти вещества покрывают тонким слоем те компоненты руды, которые адсорбировали на своей поверхности кондиционирующий реагент, в результате чего поверхностная проводимость компонента изменяется (увеличивается или уменьшается) в такой степени, что становится возможным разделение минералов руды в электростатическом поле.

Обработка по описанному способу баритовой руды, состоящей из барита и кварца, заключается в том, что руду смешивают сначала с незначительным количеством олеиновой кислоты, которая селективно адсорбируется на частицах барита, а затем с небольшим количеством графитовой пыли, которая тонким слоем покрывает частицы барита. В противоположность частицам кварца поверхностная проводимость частиц барита сильно увеличивается и становится возможным обогащение в электростатическом поле.

Предварительная обработка перед электростатической сепарацией баритовой руды, содержащей барит, кварц и небольшое количество окислов железа и алюминия, часто состоит в кондиционировании с химическими реагентами. При химическом кондиционировании руды реагенты оказывают селективное действие на поверхность минерала (например, при использовании соляной и плавиковой кислот), образуя пленку, которая оказывает влияние на электрические свойства компонентов в желаемом направлении. В качестве кондиционирующих средств при обогащении барита применяют различные химические вещества. При использовании, например, сульфоновых кислот или их солей для кондиционирования баритовой руды, содержащей 89,7 % $BaSO_4$, кварц, небольшое количество Fe_2O_3 , Al_2O_3 , SrO_4 , получен баритовый концентрат с содержанием $BaSO_4$ 97,1–98,9 % при извлечении 92,6–97,6 % [45].

В качестве кондиционирующих реагентов применяются органические, неорганические и смешанные органические и неорганические анионные вещества, которые относятся к различным химическим классам и обладают кислыми свойствами. Эти вещества содержат группу –ОН (фенольную) или кислые амино-, имино-, сульфомидо- или карбоксиаминогруппы. При кондиционировании баритовой руды, содержащей 89,7 % $BaSO_4$, кварц, незначительные примеси окислов железа и алюминия, с В-нафтолом ($C_{10}H_4OH$), α -нитрозиллом получен концентрат с содержанием $BaSO_4$ 97,7–98,2 % при извлечении 97,1–97,5 %.

Кондиционирующий реагент в виде водного раствора (концентрация от 2 до 70 %) наносится с помощью сопел. Руда после нанесения реагента

перемешивается в течение десяти минут, а затем обрабатывается горячим воздухом, под действием которого распылитель испаряется, а материал нагревается до необходимой температуры (от 40 до 100 °С).

При наличии влаги в руде возникает нежелательная проводимость, которая способствует уменьшению разницы в электрических свойствах отдельных компонентов руды. Эти нарушения можно устранить, если руду обработать воздухом с определенным давлением водяного пара. Давление водяного пара принимают в зависимости от типа минеральной смеси, типа кондиционирующего реагента, температуры разделения и типа сепаратора, в котором ведется процесс.

Электризация частиц руды осуществляется контактным способом или путем трения. Процесс сепарации проводится при относительно низких температурах (40 °С и ниже).

Целесообразнее нагревать руду в восстановительной атмосфере, т.е. с добавлением твердого углеродистого вещества (угля). Такие условия необходимы для того, чтобы восстановить окись железа до магнитного железа, которое легко отделяется от обнаженного барита в процессе магнитной сепарации. При этом отделяется и большой процент кварца, который механически уносится восстановленным железом. Затем материал пропускают через сито 60–80 меш или пневматический сепаратор, чтобы отделить тонкоизмельченный и чистый сульфат бария.

В некоторых случаях полученный продукт снова пропускают через магнитный сепаратор для удаления тонких частиц железа. Из баритовой руды, содержащей 85 % BaSO_4 , 8,4 % Fe_2O_3 , 4,1 % SiO_2 , после нагрева в печи в восстановительной среде, сепарации на сите и магнитной сепарации был получен конечный продукт, содержащий 96,32 % BaSO_4 ; 0,11 % Fe_2O_3 ; 0,11 % SiO_2 . При нагреве руды без восстановительной среды полученный концентрат содержал в среднем 93,0 % BaSO_4 . Расход угля составлял 400 г на каждый процент железа на 1 т исходной руды.

Схемы обогащения баритовых руд

Выбор способа и схемы обогащения баритовых руд зависят от типа руды, минералогического состава и структуры руды, от размеров вкраплений и требований потребителя.

Так, для крупнозернистых собственно баритовых руд применяют рудоразборку и промывку (дробление до 100–25 мм); среднезернистые руды обогащаются отсадкой, иногда в сочетании с промывкой; для тонкодисперсных руд используют концентрационные столы, флотацию и декрипитацию.

Из комплексных баритовых руд барит обычно извлекается по простым флотационным схемам. Так, в частности, проводятся основная баритовая флотация с выделением конечного концентрата или основная флотация с последующими двумя–тремя перечистками. Хвосты основной флотации при относительно высоком содержании барита в руде поступают на контрольную флотацию. По таким схемам работают Карабашская, Гайская, Салаирская, Майкаинская фабрики в России; Миргалимсайская, Кайрактинская, Карагайлинская в Казахстане; Маднеульская в Грузии; Ахтальская в Армении; Чорух-Дайронская в Таджикистане; Роммельсберг в Германии; предприятия Аризоны в США.

На рис. 4.1 приведена схема флотации барита на Салаирской обогатительной фабрике.



Рис. 4.1. Схема обогащения барита на Салаирской фабрике

Она обогащает барито-полиметаллические руды: барит извлекается из хвостов цинко-свинцовой флотации. В среднем содержание барита в этих хвостах составляет около 25–26 %. В получаемом баритовом концентрате для нефтяной промышленности содержание барита достигает 68–75 %, а в концентрате для химической промышленности оно повышается до 80–85 %. Извлечение барита равно 74 %.

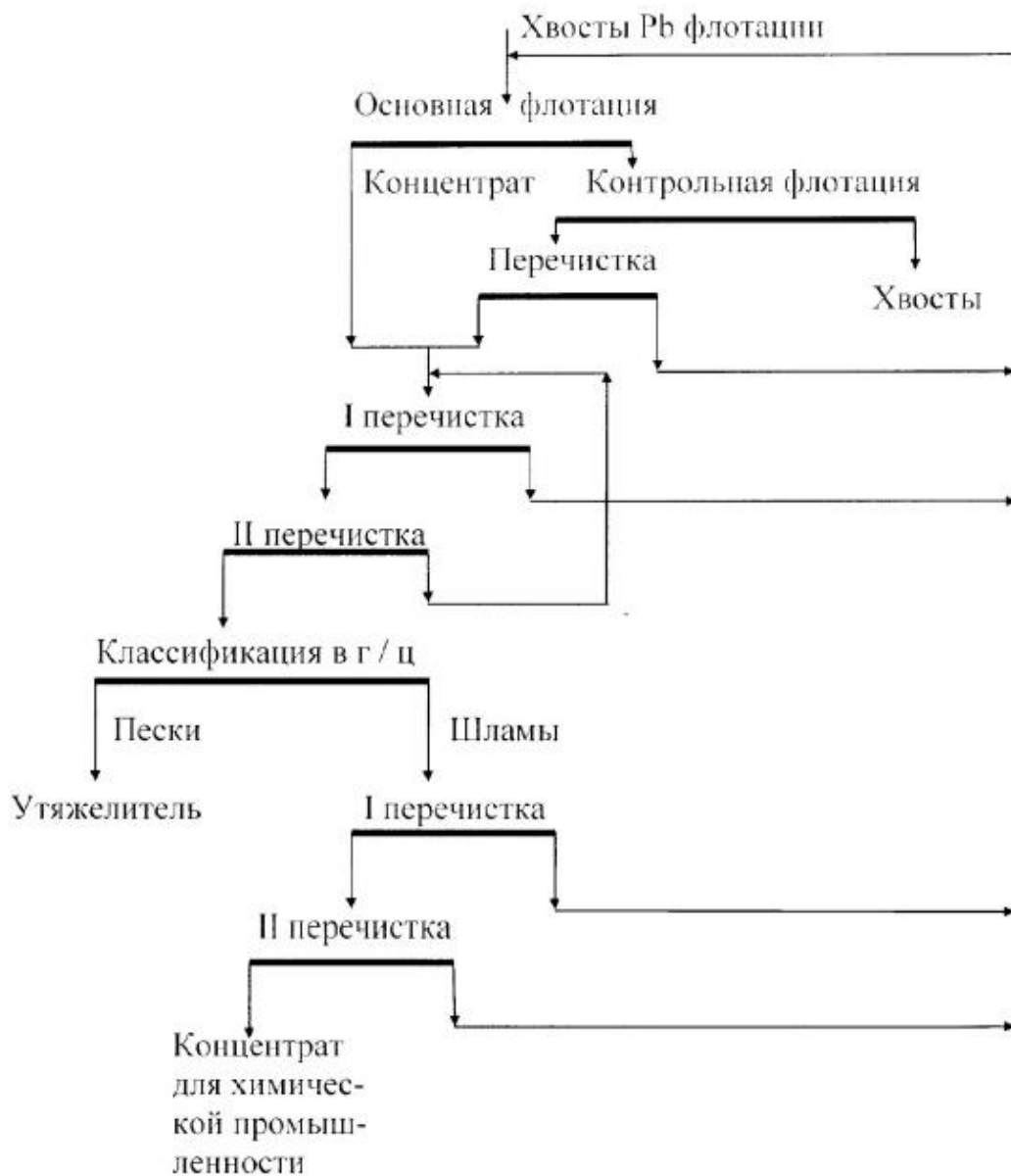


Рис. 4.2. Схема флотации барита на Миргалимсайской фабрике

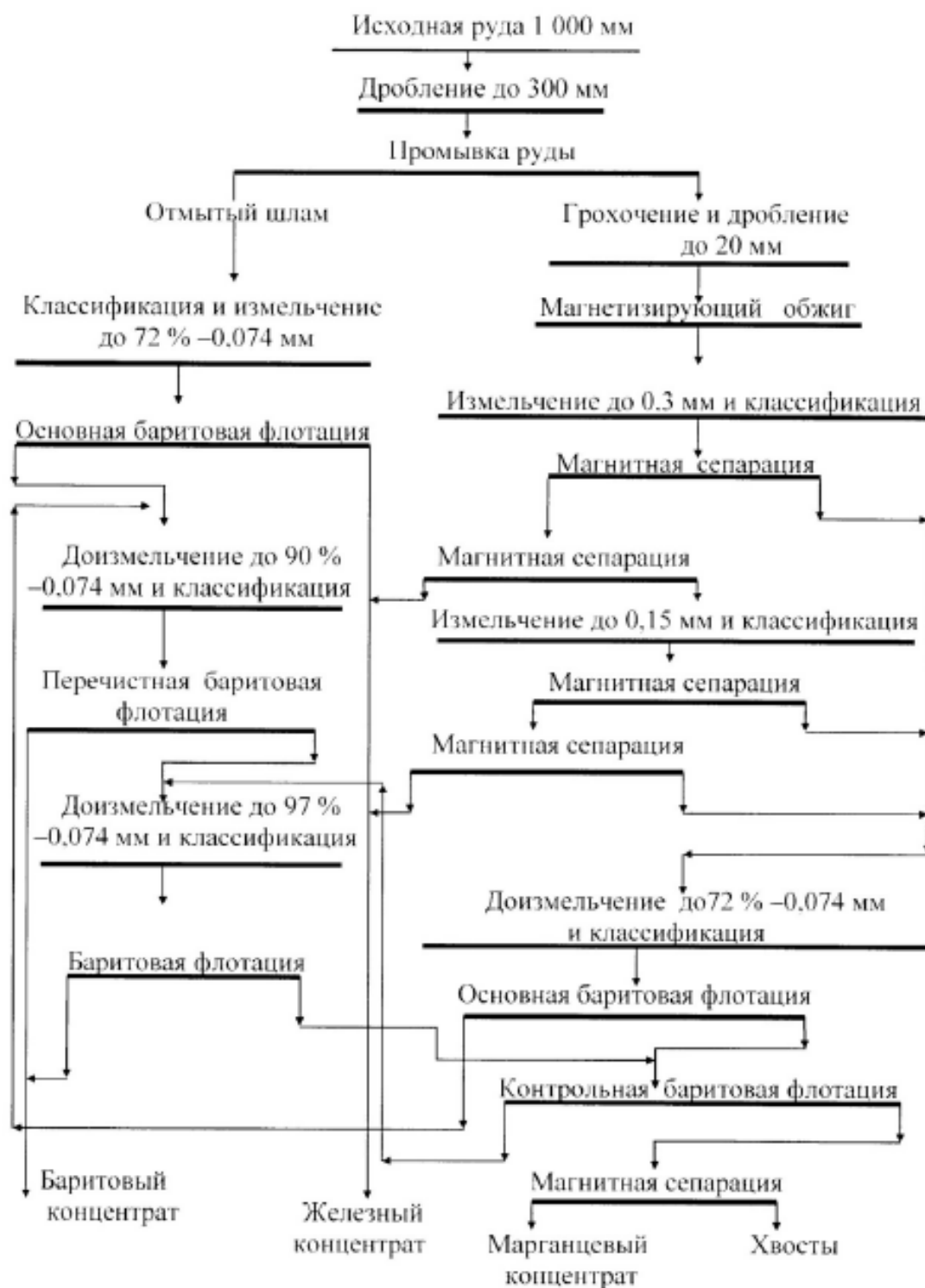


Рис. 4.3. Схема обогащения кремиковской железо-баритовой руды (НРБ)

Схема извлечения барита из свинцово-баритовых руд Миргалимсайского месторождения показана на рис. 4.2.

По более сложным схемам обогащаются железо-баритовые руды (рис. 4.3).

Если в комплексных рудах содержатся благородные металлы, то схема их обработки еще усложняется. Так, для извлечения золота и серебра из баритоварцевой руды с примесью сульфидных и железосодержащих минералов применяются следующие основные операции: амальгамация, концентрация на шлюзах, флотация (сначала сульфидов, затем благородных металлов), цианирование хвостов флотации и выделение барита из хвостов обработки.

Производство молотого барита, литопона, солей и препаратов бария

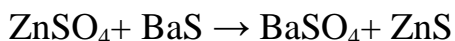
Для многих отраслей промышленности: нефтяной, при производстве лаков и красок, резины, бумаги, строительных материалов требуется молотый барит (тонкость помола и содержание влаги определяется техническими условиями). Измельчение производится в барабанных и центробежных мельницах сухого и мокрого помола.

Самым крупным потребителем молотого барита является нефтяная промышленность, где он используется как утяжелитель глинистых растворов при вращательном бурении скважин.

Утяжеление глинистого раствора необходимо для увеличения его удельного веса настолько, чтобы гидростатическое давление столба жидкости, циркулирующей в скважине, было способно уравновесить давление газа в пласте, предотвратив этим проникновение газа в глинистый раствор. Проникновение газа в глинистый раствор может вызвать газовый выброс и разрушение оборудования скважины.

Литопон является наиболее распространенным белым пигментом, состоящим из тонкой смеси сульфата бария и сульфида цинка. Нормальный литопон содержит 70 % $BaSO_4$, и 30 % ZnS . По своей кроющей способности литопон не уступает другим белым пигментам (свинцу, цинку и титановым белилам), выгодно отличаясь от них дешевизной и безвредностью.

Нормальный литопон получается смешиванием растворов сульфата цинка $ZnSO_4$ и сульфида бария BaS . При этом происходит реакция



Производство литопона таким образом обеспечивает получение продукта в виде тонкой и тесной смеси образующихся компонентов, что весьма важно для высококачественной краски. Сульфат бария и сульфид цинка – оба белого цвета и не растворимы в воде. Выпадая вместе в осадок, они дают белый продукт – литопон.

Процесс производства литопона состоит из следующих операций: термического восстановления барита, приготовления раствора сульфида бария,

приготовления раствора цинкового купороса, осаждения литопона (полуфабриката), обработки полуфабриката.

Для изготовления литопона обычно применяют кусковой барит, который после дробления и тонкого измельчения подвергается термическому восстановлению во вращающихся обжиговых печах. Процесс сводится к нагреванию барита с углеродистым восстановителем и имеет целью перевод нерастворимого сульфата бария в растворимый сульфид бария.

В качестве восстановителя применяют уголь, кокс или генераторный газ. Температура в начале печи составляет 1200 °С, у конца печи 700 °С. Температура выходящего из печи сплава \approx 800 °С.

Охлажденный сплав подвергается дроблению (валковые дробилки), после чего из него выщелачиванием горячей водой в чанах извлекается сульфид бария. Отстоявшийся чистый раствор сульфида бария поступает на осаждение.

Чистые растворы сульфида бария и сульфата цинка поступают в реактор, где происходит осаждение литопона (полуфабриката).

Выпавший из раствора сырой литопон фильтруют и высушивают до содержания 7–8 % влаги, а затем прокаливают в муфельных печах при температуре 750 °С. Благодаря этому литопон лишается остатков влаги и претерпевает внутренние структурные изменения, что обеспечивает получение устойчивого продукта, обладающего хорошей кроющей способностью.

Для придания литопону мелкокристаллической структуры прокаленный продукт подвергается гашению (выгружают в холодную воду).

После промывки, сушки и измельчения литопон поступает на упаковку.

Как указывалось выше, барит является исходным сырьем для получения многих баритовых солей и препаратов. Важнейшими из них являются сульфат бария, карбонат бария, хлористый барий, перекись бария и т.д. Процессы производства этих продуктов весьма своеобразны и сложны, но все они связаны общностью первой стадии химической переработки сырья, которая сводится к термическому восстановлению барита.

Дальнейшие процессы получения разных солей и препаратов бария осуществляются путем обменных реакций между чистым раствором сульфида бария и соответствующим раствором соли.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №13

Тема: Технология обогащения угля

План:

1. Состав каменных углей и вредные примеси
2. Основные свойства, классификация и области применения угля.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Использование угля Ископаемый уголь является главным источником энергии для промышленности, транспорта и бытовых целей. Несмотря на успешное и все возрастающее использование гидроресурсов (Красноярская, Новосибирская, Шушенская и др. гидростанции) и атомной энергии (Белоярская, Нововоронежская и др. атомные электростанции), ископаемый уголь все же остается крупнейшим источником получения энергии. Сейчас действует более двух десятков тепловых электростанций мощностью свыше 1 млн кВт, начато строительство электростанций мощностью до 4 и более млн кВт. За счет строительства мощных энергетических блоков, широкого освоения высоких и сверхкритических параметров пара, усовершенствования агрегатов, тепловых схем расходы условного топлива сократятся на 11–14 %.

Каменный уголь служит сырьем для многих отраслей промышленности. Кокс, получаемый при переработке каменного угля, является основой металлургической промышленности, но полноценного заменителя кокса мы пока не имеем.

Уголь – важнейший вид сырья для химической промышленности.

Наконец, большое значение имеет использование угля в качестве сырья для получения жидкого и газообразного топлива. Но и этим не исчерпывается роль каменного угля. Его переработка дает возможность получения целого ряда продуктов.

Потребление угля с каждым годом растет, но еще быстрее растет потребление газа и нефти.

Необычайно быстрый рост потребления жидкого топлива объясняется его преимуществом: удобством сжигания, высокой калорийностью, транспортабельностью, полнотой сгорания.

Ввиду преобладающего значения угля в современном энергетическом балансе твердого топлива и неравноценности его с жидким, возникла проблема перевода его в такие формы, которые приблизили бы эффект его использования к результатам сжигания жидкого топлива. Вначале были разработаны способы использования угля в легкоподвижной форме – в виде топлива пылевидного,

коллоидного и т.п. Однако это недостаточно повышало эффект использования углей.

В последние годы (15–20 лет) были проведены большие работы в области получения жидкого топлива из каменного угля и был разработан ряд процессов. Наиболее ценным процессом является гидрогенизация угля.

Процесс гидрогенизации (деструктивная гидрогенизация) состоит в расщеплении высокомолекулярных соединений с образованием в присутствии водорода углеводородов с меньшим молекулярным весом. Кроме непосредственного гидрирования угля, можно гидрировать и смолу, которая получается при полукоксовании угля и других видов твердого топлива.

В последние годы стали производить бензин из газа, полученного при сухой переработке каменного угля, как сырья для изготовления жидкого топлива.

Уголь является не только источником тепловой энергии, но и ценным сырьем для ряда химических производств. Поэтому при пирогенетической переработке угля из продуктов термического разложения стараются извлечь возможно больше органических соединений, так как они дают технике важнейшие, нередко незаменимые исходные материалы ряда органических производств.

При выборе топлива для непосредственного сжигания стремятся более ценные виды его предварительно перерабатывать, чтобы не сжигать продукты термического разложения топлива, которые могут быть использованы как химическое сырье. Каждый вид топлива должен быть использован комплексно. Поэтому все реже встречаются случаи сжигания сырой нефти до ее переработки и извлечения светлых продуктов. Но это не вполне еще выдерживается в отношении каменных и бурых углей. Особенно значительны потери при непосредственном сжигании бурых углей и торфов, так как из-за отсутствия их предварительной химической переработки теряются такие ценные продукты, как горный воск, парафин и др.

В твердом топливе, по сути, открыты почти неограниченные резервы сырья.

Следует, однако, отметить, что интенсификация добычи угля открытым способом и разработка ряда новых месторождений связаны с ухудшением горно-геологических условий и снижением качества полезного ископаемого. Наиболее острой при этом является проблема обеспечения требуемых потребительских свойств угля и повышение коэффициента его извлечения при отработке маломощных пластов с изменяющимися параметрами залегания. Селективная выемка таких пластов сопровождается большими потерями, сокращение которых приводит к резкому снижению качества угля. Сокращение

потерь угля при сохранении его потребительских свойств возможно путем внедрения новых технологий обогащения и оборудования, позволяющего извлекать уголь из угленасыщенных вскрышных пород.

Состав каменных углей и вредные примеси

Вещество ископаемого угля неоднородно и состоит из нескольких петрографических ингредиентов, которые отличаются твердостью, цветом, блеском, содержанием золы и другими свойствами.

В гумусовых углях различают 4 основных ингредиента: дюрэн, фюзен, витрен, кларен.

Дюрэн – матовая разновидность, встречающаяся в виде сравнительно толстых прослоек без слоистости. В некоторых дюрэнах наблюдается зернистое строение. Он обладает большой твердостью и вязкостью, зольность его составляет 6–7 %. Зола состоит в основном из глинистых веществ.

Фюзен – матовая разновидность, напоминает древесный уголь и обладает волокнистым строением. Обычно встречается по плоскостям напластования угля в виде линз и примазок. Характеризуется высокой зольностью (5–30 %), содержанием серы и фосфора. Он хрупкий, легче измельчается, чем дюрэн. Кокс из него получается в виде порошка. Фюзен оказывает вредное влияние на коксуюемость других ингредиентов, при содержании его больше 10–12 % уголь не коксуется.

Витрен – блестящий ингредиент, встречается в виде длинных линз толщиной 1–8 см, имеет раковистый излом, обладает слабовидимой клетчатой структурой, хрупок, зольность низкая (1,3–1,5 %).

Кларен – блестящая разновидность (но менее, чем витрен), часто включает небольшие линзы витрена, фюзена и прослойки дюрэна. Залегают он мощными прослойками, а иногда и целыми пластами угля. По зольности мало отличается от витрена (1–1,5 %).

По сравнению с остальной массой угля по величине полос витрен и особенно фюзен составляют незначительный процент.

Характеристики петрографических ингредиентов приведены в табл. 1.4.

Таблица 1.4. Характеристики петрографических ингредиентов

Ингредиенты	Коэффициент спекаемости	Выход продуктов сухой перегонки, %		
		смола	кокс	подсмольная вода
Фюзен	0	3,6	89,3	4,8
Дюрэн	8	12,1	62,3	5,9
Витрен	4-9	7,7	55,7	8,8

Коэффициент спекаемости характеризует способность коксования. Из четырех петрографических ингредиентов наименее ценными являются витрен и кларен, вредным в некоторой степени – фюзен.

Вода, S, P, зола являются вредными примесями.

Количество воды в угле зависит от степени углефикации. В торфяной стадии уголь обладает высокой влажностью (30–40 %). С увеличением возраста содержание влаги в нем уменьшается. У бурых углей содержание влаги колеблется от 10 до 30 %, это служит тормозом для использования угля. Есть три пути использования влажных углей:

- использование углей на месте (местное топливо);
- превращение в газ;
- брикетирование.

Каменные угли содержат менее 10 % влажности, антрацит – 1–2 %, редко до 4 %.

Зола представляет собой смесь минеральных веществ, остающихся после полного сгорания и завершения всех превращений, которые происходят с минеральными примесями при полном доступе воздуха и высокой температуре. Эти минеральные примеси могут быть различного происхождения: минеральные примеси, которые попадают при образовании угля – внутренняя зола и при добыче – внешняя зола.

Внутренняя зола бывает:

- конституционная – образуется за счет элементов, находящихся в тканях растений;
- приносная – создается минеральными примесями, которые приносятся одновременно с накоплением материнского вещества;
- инфильтрационная – образуется вследствие циркуляции через материнское вещество минеральных растворов.

Внешняя зола образуется за счет попадания в уголь при его добыче из почвы кровли и прослойков пустых пород.

Зола является балластом для энергетических углей, снижает теплотворную способность угля, образует шлак. В самом процессе коксования зола наносит вред, реагируя с материалом коксовых печей. Содержание золы не должно превышать 6–7 %.

Для нас безразлично, в каком виде находится зола. Внешняя зола может быть полностью удалена при обогащении. Соотношение между отдельными частями золы имеет большое значение при доменной плавке и эксплуатации печей. Кроме того, она оказывает влияние на спекаемость углей.

Сера – одна из наиболее вредных примесей угля. Она значительно повышает расход кокса в доменной печи, так как требует введения

дополнительного количества флюсов. Кокс, полученный из сернистых углей, нельзя применять при выплавке качественных металлов.

Такой уголь даже не рекомендуется использовать как энергетическое топливо, так как при его сжигании выделяются газы.

Сера в угле присутствует в виде органической (попадает вместе с материнским веществом) и неорганической – пириты и сульфаты (продукты окисления пирита).

Содержание серы в угле колеблется от 0,5 до 6 % и больше.

В процессе коксования выгорает только 15–20 % серы, остальная остается в коксе.

Сера может быть в значительной степени переведена в шлак, но для этого требуется много флюсов.

Часть серы переходит в металл и снижает его качество. Есть данные, что уменьшение содержания серы на 0,5 % в Донецких углях позволило бы дополнительно получить на металлургических заводах юга не менее 1,5 млн т чугуна и сократить расход кокса на 1,3 млн т в год.

Фосфор также является вредной примесью, и с ним труднее бороться, чем с серой. Содержание фосфора в угле мало, но он вызывает большие затруднения в доменном производстве, так как связать его флюсами не удастся. Даже малая примесь фосфора значительно ухудшает качество металла, вызывая свойство хладноломкости.

При обогащении угля удаление фосфора происходит плохо. Проблема серы еще тоже окончательно не решена. Сера и фосфор при обогащении угля представляют основные трудности. В настоящее время для удаления серы и фосфора применяют флотацию угля или обогащение в тяжелых средах.

Свойства и классификация углей

Ископаемые угли чрезвычайно разнообразны по своим свойствам. Они определяются материнским веществом, условиями его накопления и первоначальными процессами разложения, а также вторичными геологическими факторами, под влиянием которых происходят последующие процессы изменения углей.

Цвет углей изменяется от бурого до чёрного, как исключение он может быть светло-жёлтым. Большинство лигнитов – углей низкой степени углефикации – имеет бурый цвет. Бурый оттенок имеют многие дюрены каменных углей и почти все сапропелиты. На фарфоровой пластинке бурые угли дают бурую, каменные – серую или черную черту, антрацит – черную, сапропелиты – бурую или светло-бурую черту.

Блеск углей зависит от степени углефикации. Чем старше угли, тем больше их блеск, особенно это заметно у антрацитов. У витрена блеск стеклянный, у кларена – смолистый, жирный, у фюзена – шелковистый.

Удельный вес углей зависит от количества минеральных примесей, попадающих в органическую массу при ее накоплении, и от степени углефикации. Средний удельный вес углей одного состава зависит от степени углефикации: у бурых углей он равен 0,8–1,24, у каменных – 1,26–1,35.

Угли отличаются и по плотности, которая зависит от исходного материнского вещества, способа его накопления, особенно от степени углефикации. Наименее плотными являются угли молодые – бурые, наиболее плотными – антрацит.

Твердость зависит от петрографического состава и степени углефикации (чем выше степень, тем выше твердость).

Хрупкость зависит от внутреннего сцепления частиц угольной массы и от ее твердости. Основные ингредиенты гумусовых углей могут быть расположены в следующий ряд по убыванию хрупкости: фюзен, ветрен, кларен, дюрэн.

Важной характеристикой углей является содержание **летучих веществ**. Это вещества, которые удаляются при нагревании угля без доступа воздуха при высокой температуре. Вместе с летучими веществами удаляется влага; остающийся при этом твердый остаток называют коксом, в котором будет и зола. По содержанию летучих веществ угли располагаются в следующей последовательности: торф – 70 %, бурые угли – 45–50 %, каменные угли – 35–50 %, антрацит – 5 %.

Важным является **характер кокса**. Он определяется свойствами королька, остающегося после удаления летучих веществ. Он может быть в виде порошка или в виде спекшейся массы. Различают не спекшийся, слабо спекшийся, слипшийся и, наконец, спекшийся королек.

Теплотворная способность углей – это количество тепла, выделяемое при полном сгорании единицы их веса. Теплотворная способность определяется путем полного сжигания навески угля в атмосфере сжатого кислорода в бомбе, помещенной в калориметр. По повышению температуры воды, окружающей бомбу, вычисляют теплоту сгорания угля, отнесенную к взятой навеске.

В элементарном анализе углей определяют углеводород, водород, кислород, азот и серу, а иногда и фосфор (табл. 1.5).

Существует несколько видов классификаций углей. Они основаны как на физических свойствах угля, так и на его элементарном составе. В основу обобщенной классификации положены выход кокса, количество летучих

веществ и свойства королька. В зависимости от этого все угли делятся на 6 типов, каждый из которых имеет свое название (табл. 1.6).

Таблица 1.5. Характеристика углей

Вид топлива	Элементарный состав, %				Теплотворная способность, кал/кг
	С	Н	О	N	
Торф	59	6,0	33	2,0	4000-5000
Бурый уголь	69	5,2	25	0,8	4500-6200
Каменный уголь	82	5,0	12,2	0,8	7000-9000
Антрацит	95	2,5	2,5	-	9000-92000

Таблица 1.6. Обобщенная классификация углей

Тип угля	Класс	Содержание, %		Свойства королька
		кокс	летучие	
Сухие угли длинно-пламенные	1	55–60	45–50	Пористый, слегка спекшийся
Жирные угли длиннопламенные	2	60–80	42–32	Сплавленный, вспученный
Жирные угли	3	68–74	32–26	Сплавленный, плотный
Коксовые угли	4	74–82	26–18	Сплавленный, очень плотный
Тощие угли	5	82–90	18–10	Слабо спекшийся
Антрацит	6	90–92	10–8	В виде порошка

Антрациты для коксования не могут использоваться, так как кокс получается в виде порошка. Однако ввиду высокой теплотворной способности кокс является прекрасным энергетическим топливом. Коксовые угли хорошо поддаются коксованию. Коксовыми они называются потому, что являются идеальными углями для коксования.

Составляя шихту из отдельных углей, можно получить уголь с хорошим выходом кокса и хорошими его свойствами.

Наибольшим выходом летучих веществ обладают сухие и жирные длиннопламенные угли.

В настоящее время осуществляется комплексное использование составляющих веществ угля.

Лекция №14

Тема: Обогащения угля гравитационными методами

План:

1. Обогащение на отсадочных машинах
2. Обогащение на концентрационных столах. Обогащение на винтовых сепараторах.
3. Обогащение на тяжелых средах

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Целью обогащения угля является удаление вредных примесей.

При обогащении угля получают обычно 3 продукта:

- концентрат низкозольный, малосернистый;
- промпродукт высокозольный (энергетическое топливо);
- хвосты (отвальные).

При обогащении угля обычно применяются три метода обогащения:

- гравитацию;
- флотацию;
- электрическую сепарацию.

Гравитация является основным методом обогащения угля, что определяется большой разницей в удельных весах: уголь – 0,8–1,5; глина – 1,8–2,2; углистый сланец – 1,7–2,2; сланцы – 2–2,8; песчаник – 2,2–2,6; пирит – 5 г/см³.

Гравитационные процессы отличаются большой скоростью разделения, высокой эффективностью и производительностью, дешевизной.

При обогащении угля применяются мокрые гравитационные процессы и сухие. Каждый из них имеет свои достоинства и недостатки.

Так, преимуществом мокрых процессов является высокая эффективность, поэтому они применяются для сравнительно крупных углей, а также то, что при них показатели обогащения бывают выше, чем при сухих процессах обогащения.

К недостаткам мокрого обогащения относятся большое содержание влаги, затруднения при обогащении в районах с суровым климатом и то, что требуется вода для обогащения.

Преимуществом сухого обогащения является то, что при нем влажность угля не увеличивается.

К недостаткам сухого обогащения можно отнести то, что применяется он при обогащении углей не крупнее 30 мм, при этом образуется пыль, которую необходимо улавливать, а также то, что применять его можно только к легкообогатимым углям, при этом наблюдаются низкие показатели обогащения по сравнению с мокрым процессом.

Применение сухого обогащения возможно лишь к углю с содержанием влаги 3–5 %, иначе потребуются подсушка, а, следовательно, дополнительные затраты.

Выбор применения гидравлического или пневматического обогащения зависит от обогатимости обрабатываемого угля, от климатических условий, экономических факторов. Часто крупные классы обогащаются мокрым способом, а мелкие – сухим, так как обезвоживание их затруднено.

Из гравитационных процессов наибольшее распространение получил процесс мокрой отсадки. Широко применяется обогащение на моечных желобах и концентрационных столах. За последние годы широко внедряется обогащение в тяжелых средах.

Мокрая отсадка применяется как для крупных (100–12 мм) так и для мелких классов (12–0,5 мм). Для обогащения зерен мельче 0,5 мм отсадка не применяется. Поэтому перед обогащением на отсадочных машинах уголь подвергается подготовке, в которую входят операции дробления и грохочения.

Обогащение угля отсадкой производится в широко классифицированном и не классифицированном видах.

Для углей, обогащающихся более трудно, отличие заключается в том, что промпродукт дробится не один раз, а несколько.

В настоящее время достаточно эффективны отсадочные машины ОМ-18, ОМ-24, БАТАК (ФРГ), ТАКУБ (Япония).

Для обогащения промпродукта и грубозернистого шлама применяются цилиндрические отсадочные машины типа ОС-10/12. Машина работает на материале мельче 20 мм.

Рабочая площадь отсадочной машины составляет 10 м², производительность при обогащении промпродукта –120–150 т/ч и рядового угля – 150–180 т/ч. Выход концентрата колеблется от 15 до 20 %.

Для обогащения тонких и ультратонких частиц применяются отсадочные машины с двойной частотой пульсаций (ДЧП) типа «ГНН».

Показатели обогащения пневматических машин [сепаратор СПБ-100 (уголь 30–100 мм и 13–100 мм) УМ-3, СПК-4, СПБВ, СП-75] несколько хуже, чем у отсадочных машин мокрого обогащения, так как содержание золы в концентрате у них на 1–2 % выше. Кроме того, пневматические машины гораздо чувствительнее к колебаниям состава питания.

Желобные мойки (реожелоба) применяются для материала такой же крупности, что и отсадка (100–0,5 мм). Класс 100–13 мм и 13–0,5 мм обогащается на различных мойках.

Углемоечные комбайны – это машины, которые совмещают отсадку, обезвоживание и осветление воды. Они применяются в основном для обогащения крупных классов угля (от 20–25 мм до 175 мм).

Концентрационные столы используются для мелких и тонких классов углей (крупностью от 12–15 до 0,08 мм). Перед обогащением желательна гидравлическая классификация. Недостаток столов – это низкая их производительность. У нас широкого распространения столы не получили. Применялись они при обработке высокосернистых коксовых углей, для выделения пирита (в то время как в США на столах обогащается 12 % всех углей). Поэтому отечественная промышленность до сих пор не изготавливает специальных столов для угля. С этой целью используются столы ЯСК-1 и СКМ-1.

Институты ИГИ и УкрНИИ углеобогащения ведут широкие исследования по технологии обогащения угольной мелочи на концентрационных столах и ее внедрению в промышленность. Ими разработана конструкция новых концентрационных столов СКПМ-3 и СКПМ-6. Эти столы сконструированы специально для угля и ликвидируют бывший ранее недостаток – малую производительность.

Винтовые сепараторы применяются для обогащения мелкого угля (от 6 мм и ниже). Австралийская компания Vickers Australia создала для обогащения мелкого угля сепаратор Vickers. За счет повышения диаметра спирали до 1 м достигнута производительность 2,5 т угля в час, а широкий породный канал и уникальная комбинация отсекателей позволяют обогащать уголь с различными характеристиками обогатимости.

Наиболее широко применяются одноходовые винтовые сепараторы с шагом 342 мм и двухходовые с шагом 445 мм. Появились аппараты большого диаметра (до 1500 мм) с соответственно увеличенным шагом.

В России в течение многих лет проводятся работы по исследованию и внедрению в промышленную эксплуатацию противоточных гравитационных обогатительных аппаратов типа СШ, СВШ и КНС.

Эффект разделения частиц достигается за счет взаимодействия полей гравитационных и центробежных сил. При отстаивании частицы от движения жидкости плотность разделения бывает больше плотности жидкости. Это является принципиальной основой метода, где процесс разделения происходит под воздействием полей как гравитационных, так и центробежных.

В содружестве с сотрудниками института ИОТТ в условиях Черемховского месторождения проведены исследования и накоплен определенный опыт в области новой технологии обогащения углей в шнековых сепараторах СШ-15.

Результатом исследований явилась разработка оптимального режима работы шнекового сепаратора в зависимости от качественной характеристики обогащаемого угля, частоты вращения шнека, расхода воды, часовой производительности и конструктивных элементов сепаратора.

Обогащение в тяжелых средах занимает особое место в комплексе технологических мероприятий. Сейчас уже работают на тяжелых суспензиях обогатительные фабрики 13-бис, «Максимовка» при Ясиновском коксохимзаводе (крупность 10–80, 1–10, 1–80 мм) и др.

В качестве тяжелой среды служат тяжелые жидкости и минеральные суспензии.

Многие неорганические соли дешевы, имеются в больших количествах или представляют собой неиспользуемые отходы различных химических производств. В то же время они легко удаляются с поверхности частиц угля простой промывкой водой, большинство из них безвредно для обслуживающего персонала.

Широкое распространение для промышленного обогащения угля получил в первую очередь раствор хлористого кальция, который является отходом при производстве бертолетовой соли либо соды (ресурсы его неограничены).

Раствор хлористого кальция дает удельный вес жидкости, равный 1,5 г/см³ (Т = 40 .С), вязкость его – удовлетворительная.

В тех случаях, когда необходимо повышение плотности разделения, возможно применение водных растворов азотнокислого кальция, стабильных при комнатной температуре до плотности 1,6 г/см³, подогрев позволяет также достичь их стабильности при более высоких плотностях.

Азотнокислый кальций получается при утилизации отходящих газов заводов азотной промышленности. Однако ввиду его применения в сельском хозяйстве в виде удобрения желательно ограничивать его использование в обогащении, которого можно достичь путем применения смешанных растворов хлористого и азотнокислого кальция, которые позволяют работать даже с еще большей плотностью разделения, чем индивидуальные растворы. Стабильные растворы с удельным весом 1,6 г/см³ (Т = 60 .С) дает поташ (углекислый калий) – отход производства глинозема из нефелиновых руд.

Особый случай применения тяжелых жидкостей для обогащения твердого топлива имеет место при использовании концентратов для

переработки на жидкое топливо методом гидрогенизации, когда оставшаяся на угле соль еще играет и роль катализатора (например, сульфат 2- или 3-валентного закисного и окисленного железа).

Таким образом, имеется обширный ассортимент неорганических солей, водные растворы которых можно использовать в качестве тяжелых сред для обогащения твердого топлива. Выбор раствора осуществляется в зависимости от свойств обогащаемого материала и направления использования продуктов обогащения.

Тяжелые органические жидкости, пригодные для обогащения угля, по своим физико-химическим константам представляют галоидопроизводные различных углеводородов. Йодистые соединения недостаточно стойки и очень дороги. Поэтому для исследования в обогатительной промышленности предлагаются только полихлориды и полибромиды.

В России на Жилевской опытной фабрике ИГИ было опробовано обогащение углей в полихлоридах. В качестве основной жидкости был выбран четыреххлористый углерод. Для получения среды меньшей плотности к нему примешивались дихлорэтан или трихлорэтилен (в настоящее время установка демонтирована).

В США на обогатительной фабрике «Уэстон» (Шенандо, Пенсильвания) в 1936 г. была построена установка производительностью 45 т/ч для обогащения антрацита в тяжелых жидкостях. В 1939 г. она была расширена до 90 т/ч, обогащение производилось по плотности $1,72 \text{ г/см}^3$, основным компонентом тяжелой среды был пентохлорэтан. Однако эта установка осталась единственной.

Применять органические жидкости нельзя, так как они ядовиты и огнеопасны.

На неорганических солях работает с 1960 г. Шолоховская ЦОФ № 1 (Ростовская обл.). Показатели по снижению содержания золы и серы на ней выше проектных.

Тяжелые суспензии (минеральные) изготавливаются из тонкоизмельченных (до какой крупности – определяют практически) минералов и воды.

Используют магнетит, пирит, барит, песок, глину, калашниковую пыль. Наиболее легко регенерируется магнетитовая суспензия.

Эффективность обогащения зависит в первую очередь от устойчивости и вязкости суспензии.

Для улучшения свойств суспензии подают такой реагент, как гексаметафосфат и др.

Метод обогащения угля в минеральных суспензиях впервые начал применяться на фабриках Донбасса. Еще в 1952 г. на фабрике «Советская» крупный уголь обогащался в магнетитовой суспензии в корытных сепараторах конструкции Южгипрошахта. Однако тогда процесс не был освоен из-за ненадежности оборудования и несовершенства технологической схемы.

После этого обогащение в тяжелых суспензиях получило распространение на многих фабриках Украины для удаления крупной породы угля более 25 (10) мм. В качестве утяжелителя применялся магнетит Криворожских горно-обогатительных комбинатов.

На двух фабриках при шахтах «Черкасская-Северная» № 1 и 2 обогащение высокозольных отсевов газовых углей осуществляется в гидроциклонах. В качестве утяжелителя применяется глина, обогащенная пиритом и получаемая из отходов.

Основные преимущества этого процесса состоят в большой точности разделения, высоких показателях, в простоте и дешевизне самой установки. Эффективным является барабанный сепаратор СБЭ-2, трёхпродуктовый сепаратор СКВП-32, а также сепараторы СТТ-32, КНС-Ю8, КНС-138а и КНС-168 производительностью до 350 т/ч. На некоторых фабриках СНГ установлены сепараторы зарубежных конструкций: «Дрюбой» (Франция), «Ведаг» (Германия), «Теска» (Германия).

Тяжелосреднее обогащение труднообогатимых углей осуществляется с применением многоступенчатой сепарации в двухпродуктовых центробежных сепараторах (ГТ-500, ГТ-710) и трехпродуктовых (ГТ 630/500, ГТ 10/500).

На ряде фабрик обогащение углей осуществляется в гидроциклонах. Внедрены двух- и трехпродуктовые гидроциклоны.

Процесс обогащения в тяжелосредних гидроциклонах является наиболее интенсивным в технике углеобогащения. Сочетание в одном аппарате тяжелой среды и центробежного поля обеспечило наибольшую эффективность разделения по плотности и максимальную удельную производительность по сравнению с другими обогатительными аппаратами. Другими достоинствами тяжелосреднего обогащения в гидроциклонах являются большая глубина обогащения по крупности (до 0,2 мм), способность разделять по очень низким ($1\ 300\ \text{кг/м}^3$) и высоким (до $2200\ \text{кг/м}^3$) граничным плотностям разделения без снижения эффективности, возможность автоматического управления режимом работы. Тяжелосреднее обогащение в гидроциклонах широко распространено за рубежом и внедрено на ряде фабрик России.

Принципиальными особенностями процесса, обуславливающими его высокую технологическую эффективность и производительность, являются, кроме использования интенсивного центробежного поля, наличие в

гидроциклоне поля плотности, которое образует в центробежном поле, расслоение неустойчивой рабочей среды, а также существование двух противоположно направленных осевых потоков суспензии. Эти особенности определяют протекание противоточного процесса обогащения, при котором зерна, наиболее далекие по плотности от плотности разделения, весьма интенсивно (в доли секунды) выделяются в противоположные направления и удаляются из гидроциклона, тогда как зерна, близкие к плотности разделения («трудные зерна»), подвергаются многократной перемешке. Циркуляция осуществляется внутри аппарата.

Для широкого использования тяжелосредного обогащения в гидроциклонах институтами ИОТТ, УкрНИИУглеобогащение и Гипромашуглеобогащение разработана необходимая техника и технология, в том числе технология обогащения в трехпродуктовых гидроциклонах, не имеющая аналогов за рубежом. Созданы конструкции двух- и трехпродуктовых тяжелосредных гидроциклонов производительностью от 50 до 100 т/ч.

К настоящему времени накоплен определенный опыт промышленной эксплуатации тяжелосредных гидроциклонов на обогатительных фабриках. Трехпродуктовые тяжелосредные гидроциклоны применяются для обогащения коксующихся углей (ОФ шахты «Северная» ПО Воркутауголь) и для переобогащения промпродукта отсадки (ЦОФ «Ткварчельская» ЦОФ Грузуголь). Двухпродуктовые гидроциклоны используются для обогащения мелкого антрацита (ОФ шахтоуправления «Южное» ПО Ростовуголь и ЦОФ «Снежнянская» ПО Торезантрацит) и для переобогащения промпродукта отсадки антрацита (ЦОФ «Комендантская» ПО Донбассантрацит).

Перспективы расширенного использования тяжёлосредного обогащения в гидроциклонах определяются рядом факторов и в первую очередь тем, что увеличение производства угля идет в значительной степени за счет вовлечения в добычу труднообогатимых углей, переработка которых требует применения наиболее интенсивных методов обогащения.

Дальнейшее развитие тяжелосредного обогащения в гидроциклонах требует обеспечения фабрик износоустойчивым оборудованием, в чем в настоящее время имеются значительные трудности.

В США ряд фабрик работает по схемам, сочетающим обогащение в тяжелосредных сепараторах и гидроциклонах для угля крупностью от 38 мм и ниже. Хорошие показатели достигнуты на материале +0,1 мм и выше, хотя эффективность сепарации заметно снижается при крупности менее 0,5 мм. Фракция -0,1 мм, если не идет на флотацию, удаляется с хвостами. Эффективная сепарация в гидроциклонах достигается при хорошем (тонком) магнетитовом утяжелителе и работе на узкокласифицированном материале.

В настоящее время наметилась тенденция к увеличению объема обогащения мелких классов углей и их шламов, что связано с ростом их доли при добыче и более жесткими требованиями, предъявляемыми потребителями к качеству угольных концентратов. Традиционно уголь крупностью $< 0,5$ мм обогащается флотацией, что экономически неоправдано, экологически вредно, а при крупности < 20 мкм технологически несостоятельно. В современных условиях флотационный метод превращается в nepозволительную роскошь, что также связано с высокой стоимостью флотореагентов (в среднем 200–250 дол. США за тонну). Это в свою очередь требует сокращения, а в перспективе и сведения к обоснованному минимуму флотации угольных шламов.

Проблема еще усугубляется тем, что из-за неэффективной подготовки угольной пульпы к флотации имеют место потери с отходами угольных фракций, в особенности крупнозернистых.

Большинство хвостохранилищ Донбасса заполнено уже полностью. Объем находящихся в них отходов флотации составляет порядка 20 млн. м³, что занимает около 900 га плодородной земли.

Образование шламов происходит при механическом воздействии на компоненты горной массы как при добыче, транспортировании, так и при обогащении угля. Различие физико-механических свойств угольных, промежуточных и породных фракций предопределяет различное шламообразование от этих компонентов.

Альтернативой флотации может служить гравитационная сепарация, реализуемая на винтовых сепараторах, концентрационных столах, в конусных сепараторах, в гидравлических классификаторах и гидроциклонах с водной и суспензионной разделительной средой, шламовых отсадочных машинах.

Предпочтительнее использовать винтовые сепараторы из-за простоты их конструкции и надежности эксплуатации.

В отличие от рудной практики эксплуатации винтовых сепараторов для обогащения угольных шламов необходимо предварительное обесшламливание для улучшения реологических свойств водоугольной суспензии с целью увеличения подвижности угольных и породных частиц, плотность которых по сравнению с угольными невысока. Для этих целей целесообразно использовать спиральные классификаторы и гидроциклоны малого диаметра.

Обесшламленная зернистая фракция подвергалась двум приемам обогащения на винтовых сепараторах, при этом перечистке подвергалась легкая фракция первого приема. В результате из исходного продукта с зольностью 43 % в первом приеме выделен промежуточный продукт с зольностью 27,8 % и отходы с зольностью 60,4 %, во втором приеме из промежуточного продукта получен концентрат с зольностью 10,3 % и отходы с зольностью 54,6 %.

Лекция №15

Тема: Обогащения угля флотационным методом

План:

1. Флотационные свойства угля
2. Реагенты, применяемые в процессе флотации.
3. Флотационные машины применяемые для флотации угля

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Флотация

В связи с широкой механизацией добычи угля выход мелких высокозольных классов угля (< 1 мм) резко возрос и составляет 25–30 % от рядового. Дальнейшее совершенствование техники добычи углей, особенно применение гидравлического способа, еще увеличит выход и зольность этого класса. При невысокой влажности и зольности добываемых коксующихся углей мелочь мельче 1 мм после обесшламливания присаживалась к концентратам без обогащения. Повышение зольности и влажности этого класса привело к использованию мелочи как низкосортного топлива и поэтому возникла необходимость обогащения.

При этом следует отметить следующие особенности проблемы обогащения угольной мелочи:

1. Часто вредные примеси представлены мелким пиритом, гипсом, самородной серой, песчаником и сланцем, которые настолько мелки, что не могут быть отделены гравитационными методами обогащения.

2. Иногда требуется разделить петрографические ингредиенты. Последнее вызывается необходимостью получения угля низкой зольности (не более 0,5–3 %), предназначенного для химической переработки, в частности для получения жидкого топлива. Такого содержания золы можно достичь, только отделив фюзен.

3. На большинстве фабрик необходимо обогащать угольный шлам, полученный в результате второй стадии сгущения подрешетных шламовых вод, обезвоживающих концентратных грохотов. Эти шламовые воды подвергаются сначала первой стадии сгущения и классификации (например, в пирамидальных отстойниках). Крупный сгущенный шлам направляется на отсадочные машины, шламовые грохота и другие устройства, а перелив первой стадии поступает обычно в цилиндрические сгустители, слив которых представляет собой обратную моечную воду, а сгущенный продукт направляется на флотацию.

4. Часто приходится обогащать пыль, которая предварительно смешивается со шламами.

В связи с вышеизложенным большое значение приобретает флотационный метод обогащения.

Применение флотации позволило увеличить выход концентрата для коксования и снизить его зольность. Если до применения флотации значительная часть мелочи коксующихся углей использовалась в виде энергетического шлама, то за последние годы выпуск его резко сократился, а на ряде фабрик был полностью ликвидирован.

Флотация угля и флотация руд отличаются друг от друга следующим:

- высокой сорбционной способностью угля по сравнению с рудными минералами;
- аполярной (не дипольной) природой угля;
- высокой естественной гидрофобностью угля;
- весьма большой неоднородностью поверхности угля, связанной с наличием нескольких петрографических разновидностей и с различной степенью углефикации.
- низким удельным весом угля по сравнению с рудными минералами.

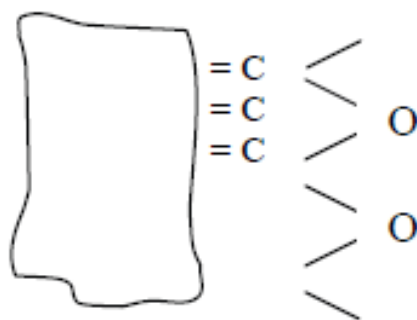
Высокая сорбционность угля является причиной низкой селективности действия различных реагентов и большого их расхода. Руды обладают меньшей сорбционной способностью, поэтому и флотация их проходит более селективно. Например, в руде присутствует барит, кальцит и кварц. При небольших расходах собирателя флотируется только барит, при увеличении расхода – кальцит, а затем и кварц. Еще пример. В руде содержится халькопирит (CuFeS_2) и сфалерит (ZnS). При небольших расходах цианида халькопирит флотируется, а сфалерит депрессируется. При увеличении расхода цианида будет депрессироваться и халькопирит.

При флотации угля этого не наблюдается. Уголь хорошо адсорбирует из пульпы различные вещества: коллоиды, шламы.

В результате адсорбции глин и шламов уголь будет гидратироваться и не будет прикрепляться к пузырькам воздуха. При хранении на воздухе благодаря высокой сорбционной способности поверхность угля окисляется. Способность окисления зависит от степени углефикации.

Чем моложе уголь, тем больше способность к окислению.

Вид окисленной пленки на угле можно представить следующим образом:

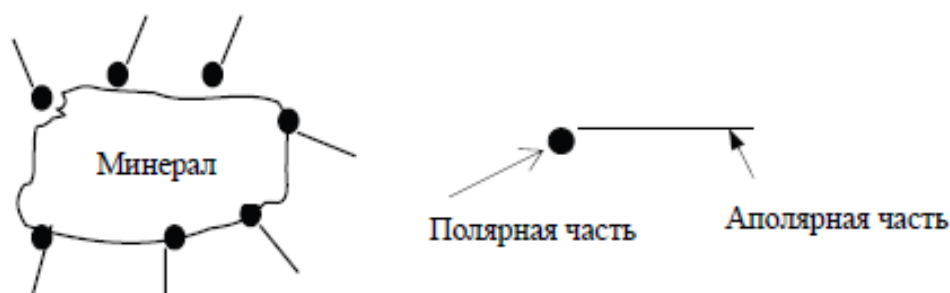


Такая поверхность становится полярной – гидрофильной.

Аполярная (не дипольная) природа угля определяет вид собирателя. Для угля применяются аполярные реагенты. Только в случае окисленной поверхности угля применяют собиратели гетерополярного строения [11–17].

Вследствие естественной гидрофобности имеется несколько иное действие на уголь собирателей гетерополярного строения.

Гетерополярный собиратель ориентируется полярным концом к поверхности минерала, а аполярным наружу (в результате такой ориентации частица минерала становится гидрофобной, собиратель ориентируется полярным концом к более полярному минералу):



Уголь менее полярная фаза, чем вода, и поэтому ориентация его будет обратной. Такой собиратель окажет обратное действие: уголь станет более гидрофильным, более хорошо смачиваемым водой, флотироваться не будет. Поэтому для флотации угля применяются неполярные собиратели (масла неполярного строения, керосин, солярка и др.).

Большая неоднородность поверхности угля вызывает затруднения при выборе флотационных реагентов и ведения флотации.

Флотационное разделение петрографических ингредиентов представляет значительный интерес.

В настоящее время развито получение из угля жидкого топлива.

Для этого требуется низкозольный уголь. Для получения таких малозольных концентратов необходимо удалить фюзен. Этот вопрос еще недостаточно изучен, но некоторые данные уже есть.

При флотации легкосредним маслом 85 % фюзена переходит в концентрат. При флотации крезолом 85 % фюзена уходит в хвосты (камерный продукт).

Эффективны также ароматические соединения с гетероатомами в ряду $\text{CH}_3\text{-NH}_2\text{-OH}$.

Добавка в технические реагенты нафталина и его производных улучшает селекцию в 1,2 раза.

Влияние малого удельного веса угля довольно велико. Удельный вес угольной пульпы составляет 1,1–1,2, удельный вес угля – 1,3–1,5 г/см³. Поэтому требуется небольшая подъемная сила для подъема частиц угля, Минерал Полярная часть Аполярная часть вследствие чего флотационная крупность угля бывает в 20–30 раз больше, чем для рудных частиц (крупность руды – 0,2–0,3 мм, угля – 2–6 мм).

В качестве реагентов при флотации угля применяют вещества сравнительно дешевые. Расходы на обогащение соотносятся со стоимостью концентратов.

Как было указано выше, для флотации угля в качестве собирателей применяются вещества преимущественно неполярного строения. Они содержат некоторое количество гетерополярных веществ и обладают в большей или меньшей степени пенообразующими свойствами. Это продукты переработки самого угля или, точнее, каменноугольной смолы: масло легкое, среднее и антраценовое. Смола же получается при коксовании угля на коксобензольных заводах. Применяются и другие продукты коксобензольного производства: фенолы (черная карболка), масло коксохимического производства, модифицированное формалином [73], реже сырой бензол.

Широко используются продукты переработки нефти (нефть, керосин, соляровое масло, контакт Петрова, керосино-газойливая фракция). Высшие спирты (КОС, кубовые остатки от производства бутиловых спиртов, пенореагент), неорганические соли (NaCl , CaCl_2), АФ-2, ААР-1, ААР-2, КЭТТОЛ и др. Реагенты других классов применяются крайне редко, в исключительных случаях. Так, для флотации труднообогатимых углей используют реагенты-модификаторы (сополимеры винилпиридина с алкилсульфоксидами) [72].

В Пенсильвании ведутся исследования по изменению флотуемости углей путем добавки блок-сополимеров, имеющих в своей структуре

чередующиеся сегменты с гидрофильными и гидрофобными свойствами. В качестве блок-сополимера взят оксид этилена оксидпропилена.

В Иллинойском институте чистого угля для экстракции органической серы из угля применяют полиненасыщенные растительные масла.

При этом на 1-й ступени проводят флотацию водоугольной суспензии с реагентом – метилизобутил карбинолом – для удаления неорганической S. На 2-й ступени удаляют органическую S. Уголь обрабатывают одним из 3 реагентов: NH_4OH , NaOH и Na_2CO_3 . Затем добавляют растительное масло и смесь нагревают. Наилучшие результаты дала предварительная обработка с NaOH в течение 20 ч и нагрев с добавкой растительного масла при $100\text{ }^\circ\text{C}$ 5 ч. Удаляется не менее 50 % органической S. Для лучшей экстракции растительного масла применяют Na_2CO_3 .

Установлено, что наилучшие флотационные свойства по отношению к высокосернистым углям и депрессирующие свойства по отношению к пиритизированным угольным поверхностям проявляют сложные эфиры фталевой кислоты и некоторые соли сульфокислот. На основании результатов исследования флотационных свойств и сероподавляющей способности различных классов органических соединений разработан высокоэффективный флотационный реагент комплексного действия, содержащий алифатические спирты $\text{C}_4\text{--C}_{10}$, сложные эфиры фталевой кислоты, алкены нормального строения, алифатические альдегиды и предельные кислоты до C_{10} , а также одноатомные спирты нормального и изостроения $\text{C}_4\text{--C}_{10}$ и соли бензолсульфокислот.

Для труднообогатимых угольных шламов перспективна отдельная флотация крупных и тонких классов с перечисткой отходов. Целесообразно применение нового реагента – вспенивателя (оксаля), успешно флотирующего угольные шламы.

При обратной флотации уголь депрессируется (крахмалом, декстрином, клеем, СЦЩ), а кремнистые, глинистые соединения и пирит – флотируются.

Показатели флотации могут быть улучшены путем совершенствования и разработки новых конструкций флотационных машин с кипящим слоем с коническими, трубчатыми, струйными, циклонными импеллерами и в результате применения водных форсунок с высокой скоростью сдвига при скорости потока воды несколько метров в секунду и форсунок, подающих флотореагент в виде водно-газовой эмульсии, аэраторами. Неплохие результаты дало внедрение флотационных машин ФПМ-12.5, МФУ-12 производительностью по пульпе $500\text{--}600\text{ м}^3/\text{ч}$ и ФМ-25; целесообразно применение большеобъемных камер (флотомашин: ФМ-40, ФП-40, ФПМ-40, ОК-38, ОК-60, ФМУ-63, ОК-100) и колонных флотомашин.

В работе [18] приведены результаты испытания на южноафриканской ОФ энергетического угля, поставляемого на экспорт, двух видов установок для флотации – с турбо-колонной и механическими камерами, обезвоживанием флотоконцентрата в чашечной фильтрующей центрифуге и сгущением концентрата в сгустителе. В результате испытаний был получен выход концентрата, близкий к прогнозируемому.

Он был более высок при меньшем расходе реагентов в механических камерах. Сделано заключение, что оба вида аппаратов могут быть рекомендованы для будущих фабрик.

В Китае разработана и испытана на лабораторной и пилотной установках новая технология обогащения тонкого угля, сочетающая сепарацию в циклоне с флотацией в колонне с рядом внутренних сетчатых пластин, создающих пульсирующий поток обогащаемой суспензии с внешним генератором тонких пузырьков для их осаждения на поверхности угольных частиц. В процессе испытаний было показано успешное обогащение угольных шламов с размером частиц до 45 мкм из отстойников отходов и возможность получения концентрата с зольностью 1,5–1,6 % при зольности сырья 9,8 %.

Из депрессоров чаще применяется силикат натрия для подавления пустой породы и пептизации шламов. Для депрессии пирита применяют щелочь и известь ($\text{pH} = 9$).

Необходимо обращать внимание на следующие особенности технологии флотации угля:

1. Большой выход концентратов (80–90 %) и малый выход хвостов. Это отражается на конструкции флотомашин. Они делаются с двухсторонним съемом пены.

2. Высокая скорость флотации угля, примерно в 100 раз выше флотации минералов.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №16

Тема: Схемы обогащения угльных руд

План:

1. Обогащение угольных руд магнитными и электрическими методами
2. Углеобогатительные фабрики.
3. Схемы обогащения угля

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Магнитные, электрические и специальные методы

Большое разнообразие физических и физико-химических свойств углей позволяет применить для их обогащения чуть ли не все известные методы обогащения:

- радиометрический;
- электрический;
- по форме;
- по коэффициенту трения;
- магнитный;
- МГД-сепарация;
- Каскадно-адгезионное обогащение;
- масляная грануляция.

Некоторые из перечисленных методов пока не нашли промышленного применения из-за большой сложности, стоимости, низкой эффективности или же находят ограниченное применение. При дальнейшем развитии науки и техники практическое применение этих методов возрастет.

Радиометрическое обогащение используется для механизированного разделения крупнокускового угля и породы в зависимости от их способности поглощать и рассеивать рентгеновское или радиоактивное излучение.

Электростатическое обогащение угля основано на использовании различия электрических свойств петрографических разновидностей угля. Минеральные частицы пыли и многозольный фюзен обладают большой проводимостью и способностью быстро заряжаться электричеством, тогда как угольные зерна или малозольный витрен этими свойствами не обладают.

Условия, необходимые для успешного проведения электростатической сепарации, следующие:

- максимальная крупность угля – не более 2 мм;

- влажность – не более 1–1,5 %;
- содержание золы – более 10 % (содержание серы и других примесей во внимание не принимается);
- ток напряжением 20000–25000 В.

Таким образом, все энергетические угли могут подвергаться электростатическому обогащению.

Обогащение по форме и коэффициенту трения возможно на неподвижных или подвижных гладких, рифленых и перфорированных поверхностях.

Магнитное обогащение угля основано на разнице в естественной или увеличиваемой путем термообработки магнитной восприимчивости компонентов углей или породы, содержащих соединения железа (оксиды, пирит).

МГД - сепарация – магнитогидродинамическое обогащение состоит в том, что при пропускании электрического тока через проводящую (электропроводную) жидкость, помещенную в магнитное поле, в ней возникает, кроме силы Архимеда, сила электромагнитной природы.

Эта сила выталкивает из жидкости частицы с отличной от жидкости проводимостью. Поэтому разделение частиц осуществляется одновременно по плотности и проводимости. Для эффективности процесса необходимо, чтобы проводимость жидкости была выше проводимости угля. Применяют растворы NaOH, NaCl и др.

Институт Гипромашуглеобогащения создал опытно-промышленный сепаратор МГДС-50. Промышленные испытания последнего говорят о возможности обогащения углей с высокой эффективностью.

МГС - сепарация – магнитогидростатическое обогащение аналогично магнитогидродинамическому, но разделяющей средой в ней является не электролит, а ферромагнитная жидкость. При взаимодействии с внешним полем в ней появляется выталкивающая сила, которая постоянна во всем объеме жидкости и зависит от ее плотности, регулируемой силой тока в обмотке возбуждения электромагнита. В качестве ферромагнитной жидкости можно использовать водный или керосиновый коллоидный раствор ферромагнетика Fe₃O₄.

Эффективно разделение угля идет в сепараторах ФГС-1 и ФГС-2.

Каскадно - адгезионное обогащение объединяет в себе особенности пенной, масляной, вакуумной, пленочной флотации и может быть использовано для очистки сточных вод углеобогатительных фабрик, а также других промышленных предприятий. Опытнотомышленные испытания каскадно-адгезионного обогащения шламов оборотной воды углеобогатительной

фабрики Череповецкого металлургического завода позволили получить концентрат зольностью 3,6–3,6 % и влажностью 3–5 % в виде гранул крупностью 6–8 мм, зольность отходов составила 69–70 % .

Селективная коагуляция и флокуляция угольных шламов – это один из методов обогащения тонкодисперсных полимерных систем, базирующихся на различии коллоидно-химических свойств компонентов. Этот метод известен давно, но развитие получил в последние годы, вследствие синтеза и промышленного производства ряда высокомолекулярных соединений, принадлежавших классу защитных коллоидов. С помощью этих соединений создаются такие условия, что глинистые частицы находятся во взвешенном состоянии, а угольные – седиментируют (селективная коагуляция) или образуют флокулы, которые затем удаляют (селективная флокуляция). Для селективной коагуляции перспективно применение сочетания различных полимеров типа полиакриламида, для селективной флокуляции угольных шламов – полимеров типа латексов.

Масляная грануляция заключается в перемешивании пульпы угольных шламов со значительным количеством углеводородов

(нефтепродукты, масла и др.). Угольные частицы образуют шарообразные скопления, которые удаляются грохочением. Минеральные низкочольные частицы остаются взвешенными в воде. Разработаны технология и аппаратура масляной грануляции низкосортных углей, сжигание которых на тепловых электростанциях возможно лишь совместно с жидким высокоэффективным топливом, в частности, мазутом. Масляная грануляция может применяться для обогащения тонких классов высокозольных углей и антрацитов, повышения эффективности обезвоживания мелких концентратов и подготовки бурых углей к гидротранспортированию с одновременным их обогащением.

Масляная агломерация применена для товарного угля из шламовых отходов обогащения в Новом Южном Уэльсе. Были испытаны различные масла, техника эмульгирования и хранения, дозирования масла в соответствии с содержанием угля в шламе; изучена химия эмульсий. В процессе испытаний удавалось извлечь 85,3 % горючего вещества. Расход масла составлял 107 л/т угля с влажностью 10 %. На одной из установок было получено 845 т угля с влажностью 45,4 %, зольностью 9,3 % и теплотой сгорания 31,52 МДж/кг.

Наиболее доступным и технически подготовленным методом утилизации шламов и угольной мелочи является брикетирование с применением связующих. Разработаны технологии изготовления различных видов топливных брикетов, основными из которых являются простые брикеты массой от 15 до 80 г, предполагаемая область применения которых –

индустриальное топливо и специальные бытовые брикеты массой от 200 до 400 г, изготавливающиеся в основном в виде перфорированного цилиндра диаметром от 65 до 80 мм. Последние отличаются низкой температурой воспламенения, связующими в них являются сульфитспиртовая барда, лигносульфонат и т.п. Время горения для брикета массой 200 г составляет от 90 до 150 мин в зависимости от марки и зольности угля. 400-граммовый брикет горит от 120 до 180 мин. Температура горения достигает от 500 до 700 °С. Брикет очень удобен в использовании, он легко зажигается от спички, горит достаточно продолжительное время.

В переработку для получения сиалонов [80] могут быть вовлечены некоторые углеотходы Кузнецкого бассейна, АО «Востсибуголь» и АО «Якутуголь».

Схемы обогащения угля

Для обогащения угля используются различные схемы, которые меняются в зависимости от обогатимости (рис. 1.1–1.3).

Все угли по обогатимости делятся на 4 категории:

- легкообогатимые с содержанием промпродукта не более 4 %;
- угли средней обогатимости с содержанием промпродукта не более 4–8 %;
- труднообогатимые с содержанием промпродукта 8–14 %;
- угли очень трудной обогатимости с содержанием промпродукта более 14 %.

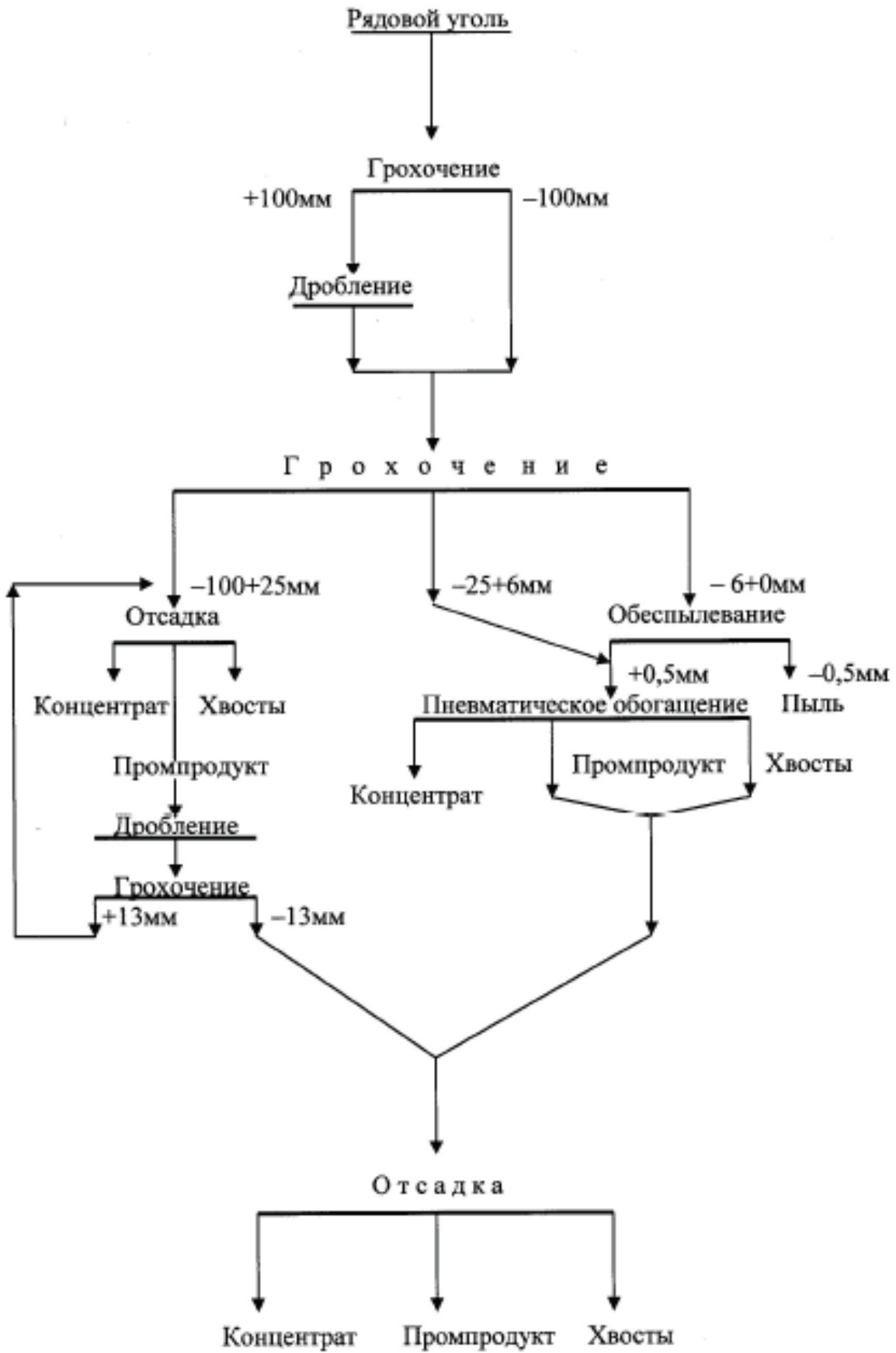


Рис. 1.1. Схема обогащения легкообогатимых коксующихся углей

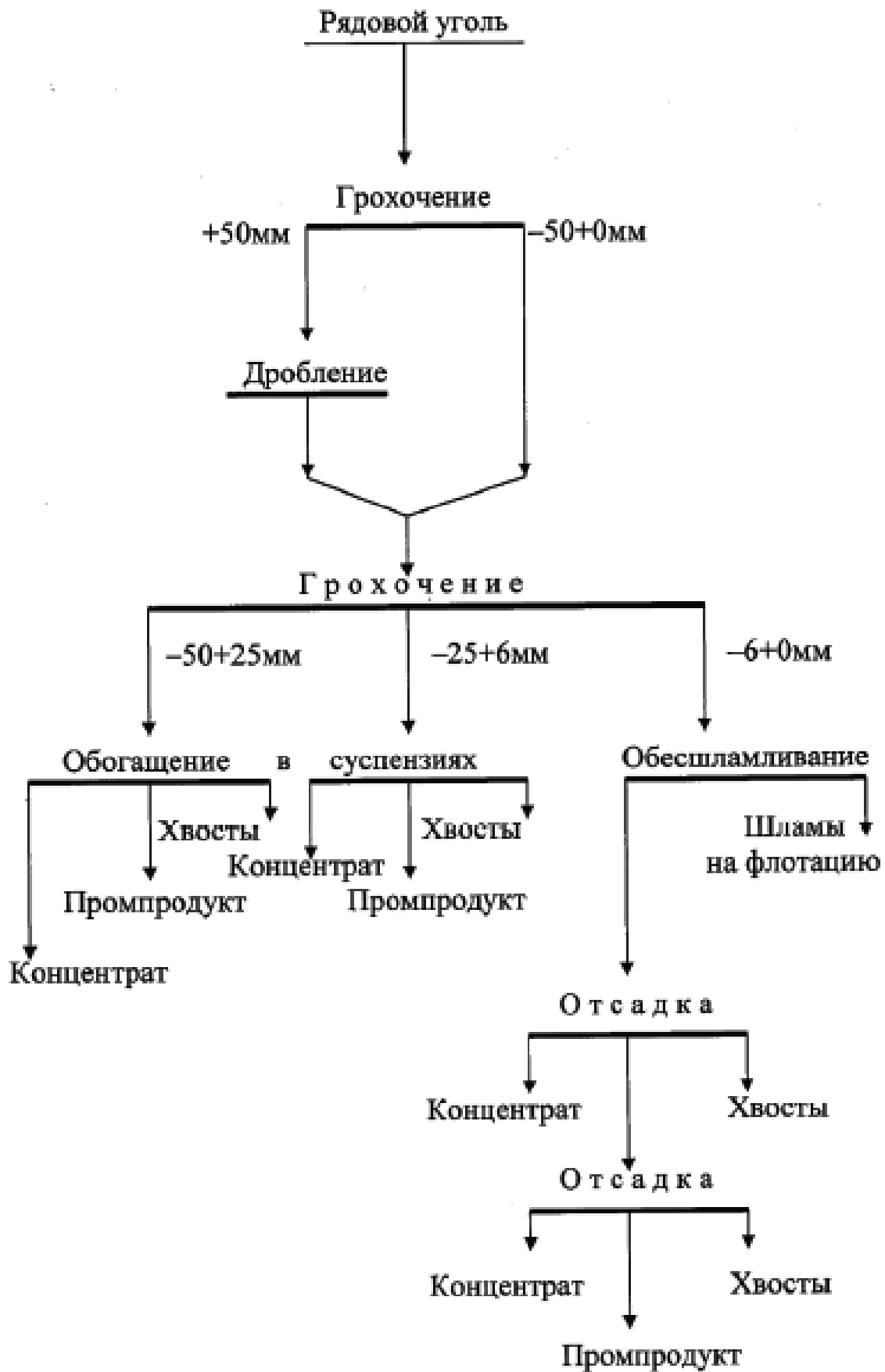


Рис. 1.2. Схема обогащения труднообогатимых углей Донбасса

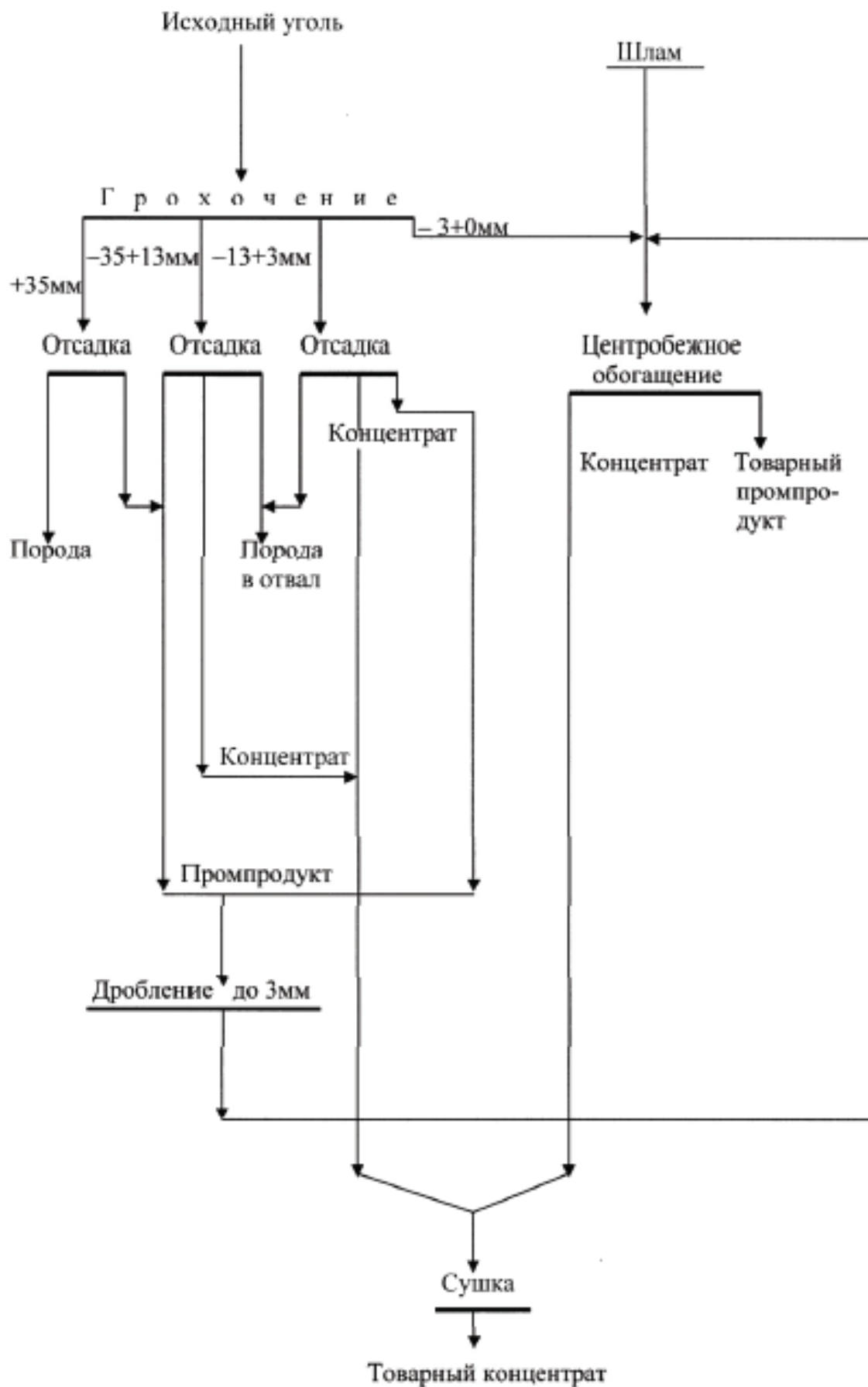


Рис. 1.3. Схема обогащения высокозольных углей на Ткибульской ЦОФ

На рис. 1.4 приведена схема обогащения Нерюнгринского месторождения. Для этих углей предусмотрены трехстадиальное дробление до крупности 30 мм, обогащение класса 0,5–30 мм в тяжелосредних гидроциклонах и флотация шлама крупностью 0–0,5 мм. К установке на фабрике принято высокопроизводительное и эффективное оборудование отечественного и зарубежного производства. В углеподготовительном отделении фабрики установлены отечественные конвейеры с лентой шириной до 2 500 мм, щековые дробилки, дробилки для горной массы ДДГ-10, а также двухвалковые дробилки производительностью до 150 т/ч, вибрационные грохоты с поверхностью классификации 25 м².

Главный корпус фабрики оснащен следующими механизмами:

- трехпродуктовыми тяжелосредними гидроциклонами в износостойком исполнении и электромагнитными регенерационными сепараторами отечественного производства;
- самобалансными высокодинамичными грохотами фирмы «Шенк» для дешламации и обезвоживания продуктов обогащения;
- вибрационными фильтрующими центрифугами производительностью до 300 т/ч;
- многокамерными флотационными машинами с объемом камеры 14 м³;
- дисковыми вакуум-фильтрами с поверхностью фильтрования 300 м² для обезвоживания угольных шламов;
- фильтр-прессами с поверхностью фильтрования 600 м² для обезвоживания наиболее трудно фильтруемых отходов флотации.

На рис. 1.5 показана схема Комендантской ЦОФ. Рядовой антрацит после дробильно-сортировочного отделения поступает на подготовительное грохочение. Уголь крупностью 200–13 мм обогащается в тяжелосредних сепараторах СКВ-20. Для обогащения мелкого антрацита (13–0,5 мм) установлены четыре отсадочные машины СМ-18.

Флотация антрацитового шлама осуществляется во флотационных машинах МФУ2-6.3.

В последних проектах обогатительных фабрик применяются в основном следующие технологические схемы:

- глубокого (до 0 мм) обогащения углей всех марок;
- обогащения высокозольных энергетических углей и антрацитов крупных классов с частичным обогащением отсевов и флотацией шламов;
- обогащения энергетических углей и антрацитов до 13 мм.

Крупные классы углей обогащаются в тяжелых суспензиях, мелкие классы не обогащаются. Предусматривается рассортировка концентрата на товарные сорта.

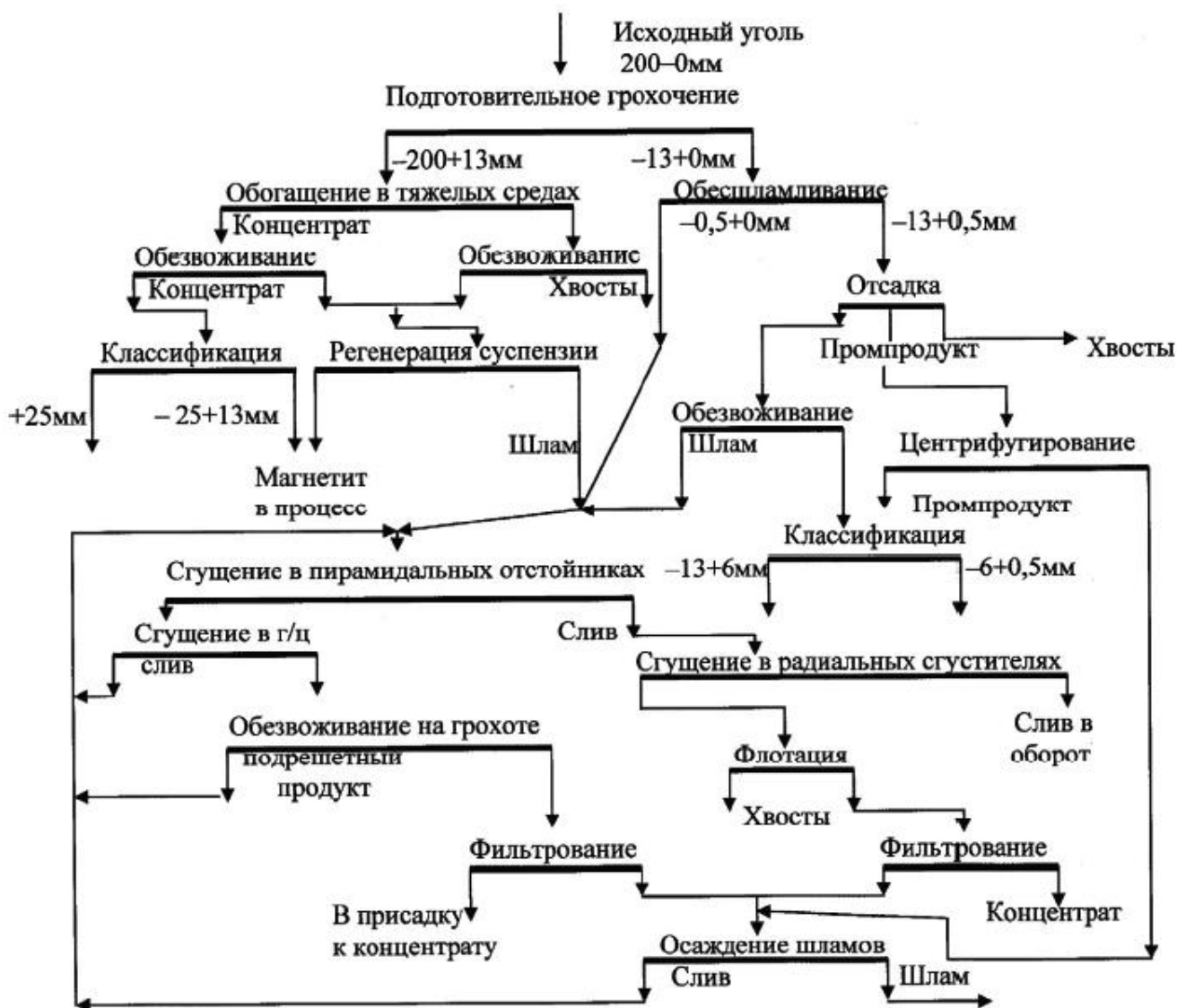


Рис. 1.5. Схема Комендантской ЦОФ

Подготовкой в процессе добычи потоков однородных по качеству углей создаются условия для повышения эффективности их обогащения за счёт применения отдельного обогащения для труднообогатимых и легкообогатимых углей и дифференцированного обогащения по уровням зольности и марочной принадлежности. Освоение технологий повышения качества углей при добыче и переработке сопряжено с дополнительными расходами угледобывающих предприятий на активизацию исследований по разработке и внедрению новых наукоемких технологий добычи и переработки углей и мощных компьютерных систем. Эти расходы должны быть компенсированы угледобывающим предприятиям за счет эффекта, образуемого у потребителя от использования более качественных углей.

Лекция №17

Тема: Брикетирования угля

План:

1. Брикетирование бурых углей
2. Брикетирование каменного угля.
3. Процессы термической переработки угля. Получение кокса

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Брикетирование угля

Это процесс окускования мелочи. В отличие от руд, для которых имеются еще процессы агломерации, для угля брикетирование является единственным методом окускования. Брикетированию подвергаются каменноугольная мелочь и бурые угли.

Мелочь для бурых углей – это материал менее 13 мм. Брикетированию уделяется много внимания как методу повышения качества угля.

Брикетам придается различная форма (шарообразная, яйцевидная).

Уголь, используемый в качестве энергетического топлива, выгодно иметь в виде брикетов-кирпичей весом 10–12 кг. Они укладываются плотно, что важно для морских судов, где емкость ограничена. Кроме того, брикеты, плотно уложенные, могут долго храниться без опасности возгорания.

Мелкие брикеты сильнее разрушаются и плохо складировуются (требуются большие емкости). Кроме того, они опасны с точки зрения самовозгорания.

К качеству брикетов предъявляются следующие требования:

- они должны быть плотными, звонкими при ударе;
- не обладать запахом;
- иметь высокую теплотворную способность, прочность;
- должны легко загораться, но не рассыпаться на огне;
- должны быть устойчивы при атмосферных условиях.

Брикетирование бурых углей

При брикетировании бурых углей может использоваться не только мелочь, но и вся масса угля, так как он содержит много влаги и эффективность его перевозки низкая.

Теплотворная способность бурых углей составляет 2 800–3 700 кал/кг.

Содержание влаги в них равно 40–30 %. Содержание золы колеблется в широких пределах. Брикетирование позволяет снизить содержание влаги до 14–16 % и повышает теплотворную способность в 1,5 раза.

Брикетирование при высоких давлениях (1 200–2 000 кг/см²) осуществляют без связующих веществ. В качестве связующих веществ служат смолистые вещества, находящиеся в угле.



Рис. 1.6. Схема брикетирования бурых углей

Не все угли способны брикетироваться. Эта способность зависит от битумов. Чем больше битумов, тем больше способность к брикетированию. Косвенным показателем содержания битумов в угле является выход смолы при сухой перегонке. Чем больше выход смолы при перегонке, тем больше содержание битумов, тем лучше угли брикетируются.

Изменение содержания битумов не желательно. При недостаточном содержании битумов брикеты получаются хрупкими. При большом содержании битумов брикеты не могут долго храниться, так как битумы начинают под действием воздуха разлагаться.

Кроме содержания битумов на прочность брикетов оказывают влияние:

- крупность;
- твердость;
- влажность.

Процесс брикетирования (рис. 1.6) заключается в том, что уголь подвергается дроблению до 6 мм, затем он сушится до содержания влаги 13–16 %. Этот процесс осуществляется в сушилках и уголь после сушки имеет высокую температуру. Его следует охладить, так как и при прессовании развивается высокая температура. После охлаждения уголь поступает на прессы и под давлением 1 200–2 000 кг/см² прессуется.

Брикеты охлаждаются и поступают на склад. Охлаждение необходимо, так как при высокой температуре брикеты обладают недостаточной прочностью.

Брикетирование каменного угля

Для каменного угля характерно то, что брикетированию подвергаются только мелочь и угли энергетические, но не коксующиеся.

При этом имеются отличия от брикетирования бурых углей. Каменные угли брикетируются только в присутствии связующих веществ.

Они содержат меньше смолистых веществ, количество которых не достаточно для придания связанности при брикетировании. В качестве связующего обычно применяются органические вещества. Чаще всего в качестве связующего применяются каменноугольный пек. Это остаток, который получается при сухой перегонке каменного угля. Содержание золы в нем не превышает 1 %. Пек обладает еще рядом преимуществ (достоинств): температура размягчения его составляет 80–100 °С, температура плавления – 200 °С.

Количество добавляемого к шихте пека зависит от свойств брикетируемого угля и от его состава. Обычно добавляют 6–8 % пека от веса шихты. Каменноугольная мелочь дробится до 6 мм и на брикетирование поступает материал 6–0 мм.

При избытке влаги материал предварительно высушивается и вместе с издробленным пекком поступает в мешалки, где перемешивается.

Туда же подается перегретый пар при температуре 360 °С, при этом получается пластическая масса, которая поступает в прессы.

В отличие от бурых углей прессы для каменных углей работают при давлении 100–350 кг/см². Это объясняется тем, что добавляются связующие вещества.

Брикеты охлаждаются и направляются на склад (рис. 1.7).

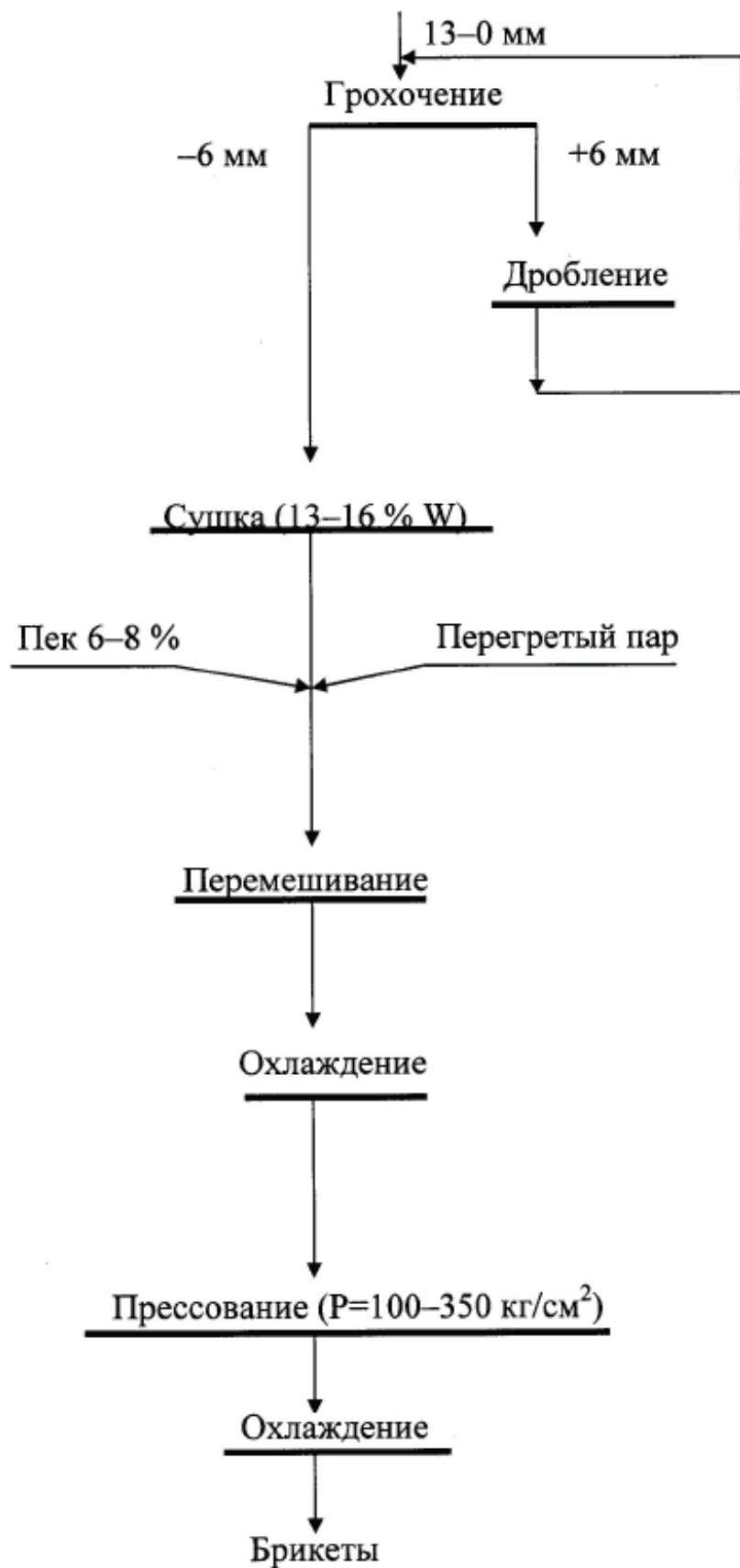


Рис. 1.7. Схема брикетирования каменных углей

Процессы термической переработки угля

Термическая переработка угля (пирогинетическая переработка) проводится с целью получения из угля ряда химических продуктов, металлургического кокса и полукокса, а также искусственного жидкого топлива.

Различают две группы процессов термической переработки угля:

1. Сухая перегонка углей (частичная газификация).
2. Полная, или безостаточная, газификация.

Сухая перегонка заключается в нагреве угля без доступа воздуха.

Глубина и характер разложения продуктов зависят от свойств угля и от температурного режима.

Различают три разновидности сухой перегонки угля:

1. Низкотемпературное коксование, или полукоксование ($T = 450\text{--}550$ °С).
2. Перегонка при средних температурах, или среднетемпературное коксование ($650\text{--}750$ °С).
3. Высокотемпературное коксование, или просто коксование ($T = 900\text{--}1000$ °С).

Процессы полной газификации проводятся при высокой температуре с полным доступом воздуха. В результате получается парогазовая смесь, летучие продукты, а в твердом остатке – зола. Безостаточная газификация отличается тем, что данный процесс предназначен только для получения горючих газов. Этот процесс иначе называют газогенераторным процессом.

К пирогенетической переработке можно отнести и гидрогенизацию – процесс перевода угля и каменноугольной смолы в жидкое топливо.

Гидрогенизация является процессом комбинированным, сочетающим пирогенетическое разложение и присоединение водорода, находящегося в избытке и под большим давлением. Сущность гидрогенизации состоит в предотвращении полимеризации непредельных соединений, образующихся в результате разложения сложных соединений с переводом образовавшихся непредельных осколков молекул в предельные соединения в присутствии катализаторов (образование жидкого топлива).

Полукоксование угля

Это один из наиболее старых процессов. Он возник в начале XIX в. Его назначением было получение осветительного масла, или черного масла (для замены восковых и сальных свечей).

К началу 60-х годов позапрошлого столетия этот процесс был приостановлен, это объясняется развитием нефтяной промышленности. К концу позапрошлого столетия он возник снова, но в других целях – для получения полукокса – бездымного топлива. Но скоро процесс полукоксования потерпел неудачу, так как стали применять другое топливо – газ. В настоящее время этот процесс занимает важное место.

Во время полукоксования получается твердый остаток – полукокк, смола и газ. Все эти продукты используются следующим образом: полукокк – как топливо, полукоксовый газ – в качестве топлива в полукоксовом производстве. Выход продуктов таков: полукокса – 70–80 %, смолы – 8–12 %. Полукокк обладает высокой теплотворной способностью. Она достигает 7 000 кал.

Газа выделяется до 120 м³ с 1 т шихты. В газе содержится бензин и 15 % тяжелых углеводородов.

В качестве сырья служат неспекающиеся каменные угли, бурые угли, сапропелиты и горючие сланцы.

Для осуществления процесса применяются узкокамерные печи прямоугольного сечения, выложенные из огнеупорного кирпича с устройством для улавливания летучих продуктов, конденсации смолы и разгрузки твердого остатка (рис. 1.8).

Процесс состоит из операций дробления, грохочения, загрузки в печь.

При температуре 450–550 °С выделяются летучие продукты и образуется полукокк. Затем идет охлаждение летучих веществ. Получается два продукта: смола и газ.

Газ подвергается обработке для извлечения бензина. Содержание его составляет 50–60 г/м³ газа или 0,3–0,6 %. Из газа можно извлечь еще 15 % углеводородов. Затем переработке подвергается смола. Она обезвоживается, затем разгоняется на фракции:

- бензиновая;
- лигроиновая;
- керосиновая;
- остаток – пек.

Смола может также служить сырьем для процессов гидрогенизации.

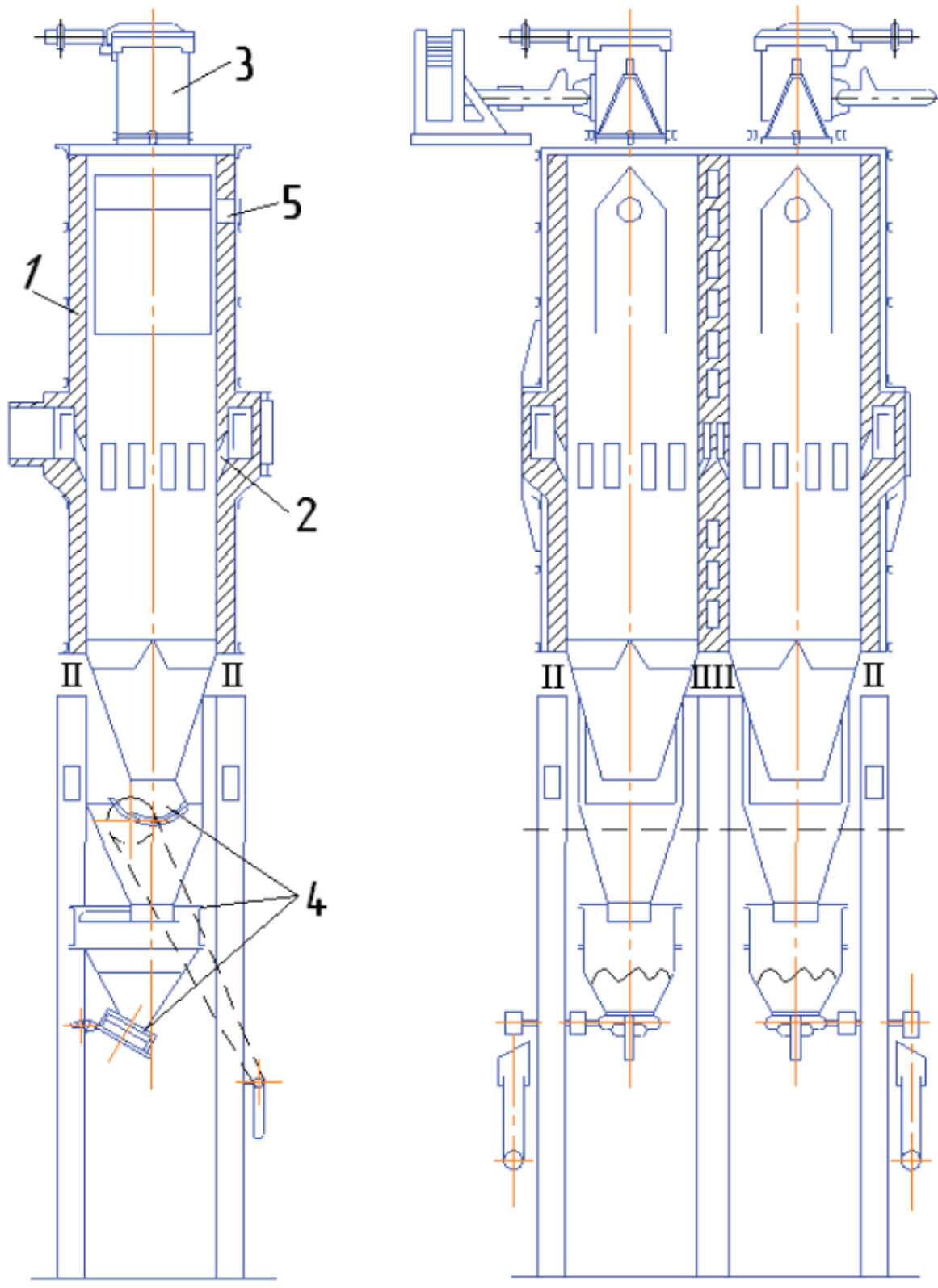


Рис. 1.8. Печь с внутренним обогревом шахтного типа для полукоксования угля: 1 – шахта печи; 2 – распределительный канал; 3 – загрузочная коробка; 4 – разгрузочное устройство для полукоккса; 5 – патрубок для вывода из печи паро- и газообразных продуктов полукоксования

Среднетемпературное коксование

В отличие от низкотемпературного коксования среднетемпературное коксование является процессом новым, возникшим в 1930 г.

У нас применение этого процесса невелико, но в ряде стран оно получило широкое распространение. Сырьем служат горючие сланцы и каменные угли типа газовых и газопламенных.

Этот вид коксования преследует такие цели, как получение смолы; высококалорийного газа; твердого топлива – карболюкса (бездымное топливо).

Процесс осуществляется в печах, подобных низкотемпературному коксованию, но при более высокой температуре (650–750 °С).

При этом процессе получают 70–80 % карболюкса, 8–9 % смолы и 200–250 м³ высококалорийного газа на 1 т топлива. Калорийность газа составляет 5000 кал.

Содержание ценных продуктов в смоле больше, чем в смоле низкотемпературного коксования, количество пека в ней составляет 25–30 %. Фракция смолы, кипящая до 220 °С, содержит в себе смесь легких алифатических углеводородов и фенолов, используемых для целей химической и фармацевтической промышленности.

Среднетемпературное коксование позволяет перерабатывать слабоспекающиеся угли с целью получения ценной смолы, моторного топлива, фенолов и неметаллургического топлива (карболюкса).

Коксование углей

Данный процесс проводится при температуре 900–1000 °С. Его назначение – это получение металлургического топлива для доменной плавки.

За время существования этого процесса были испытаны различные виды топлива. Единственно пригодными для коксования явились спекающиеся каменные угли, образцом которых является уголь марки К (коксующиеся). По новым технологиям (предварительная термообработка, брикетирование, добавки коксующихся углей, асфальта) используют некоторые каменные и бурые угли.

Важнейшим признаком пригодности угля для коксования является характер коксового королька. Кроме того, угли не должны вспучиваться.

Основным продуктом (70–80 %) является кокс, но это не единственный продукт. Получается еще коксовый газ, смола, аммиак, бензол. Стоимость этой химической продукции превышает 40 % стоимости основного продукта – кокса.

Коксохимический завод состоит из трех цехов:

1. Производство кокса (коксовые печи).
2. Улавливание побочных продуктов (цех конденсации).
3. Цех переработки уловленных продуктов (химический завод).

На коксование идет уголь не крупнее 3 мм. Шихта обычно транспортируется при помощи ленточных транспортеров. Так как шихта мелкая и влажная и транспортировать ее далеко не выгодно, то коксовые печи строят вблизи обогатительных фабрик.

Кокс часто потребляется на месте. Если расстояния небольшие, то используют канатную подвесную дорогу. На большие расстояния его перевозят в железнодорожных вагонах.

Процесс коксования осуществляется в узких камерах, обогрев производится с двух сторон. Слои угля, прилегающие к раскаленным стенкам камеры, быстро проходят все стадии коксования и превращаются в кокс. По мере удаления от стенки из-за плохой проводимости тепла коксом и углем передача тепла следующим слоям угля замедляется. Пока в ближайшей зоне не закончится испарение влаги температура угольной массы держится 100 °С, только после удаления всей влаги температура повышается и начинается вторая стадия – размягчение угля и при дальнейшем повышении температуры до 300–400 °С образуется пластический слой. Интенсивно выделяются летучие вещества. Не все они удаляются из пластического слоя, часть их задерживается в виде пузырьков и в слое возникает повышенное давление – давление расширения, которое передается стенкам печи.

При дальнейшем повышении температуры (до 500–550 °С) происходит затвердевание слоя шихты. При этом некоторая часть газов улетучивается. Затем начинается процесс полукоксования. Выделяется некоторое количество летучих веществ. Образуется полукокс.

При повышении температуры до 900–1000 °С происходит окончательное образование кокса.

Таким образом, в процессе образования пластического слоя происходит вспучивание массы, а по мере его затвердевания – усадка.

Если уменьшение объема при усадке больше увеличения объема при вспучивании, то процесс идет нормально.

В ряде случаев уменьшение объема не может компенсировать увеличение объема от вспучивания и кокс застревает в печи, которая вследствие этого разрушается.

На всем протяжении этого процесса происходит выделение летучих веществ в виде газов и паров, которые необходимо непрерывно удалять.

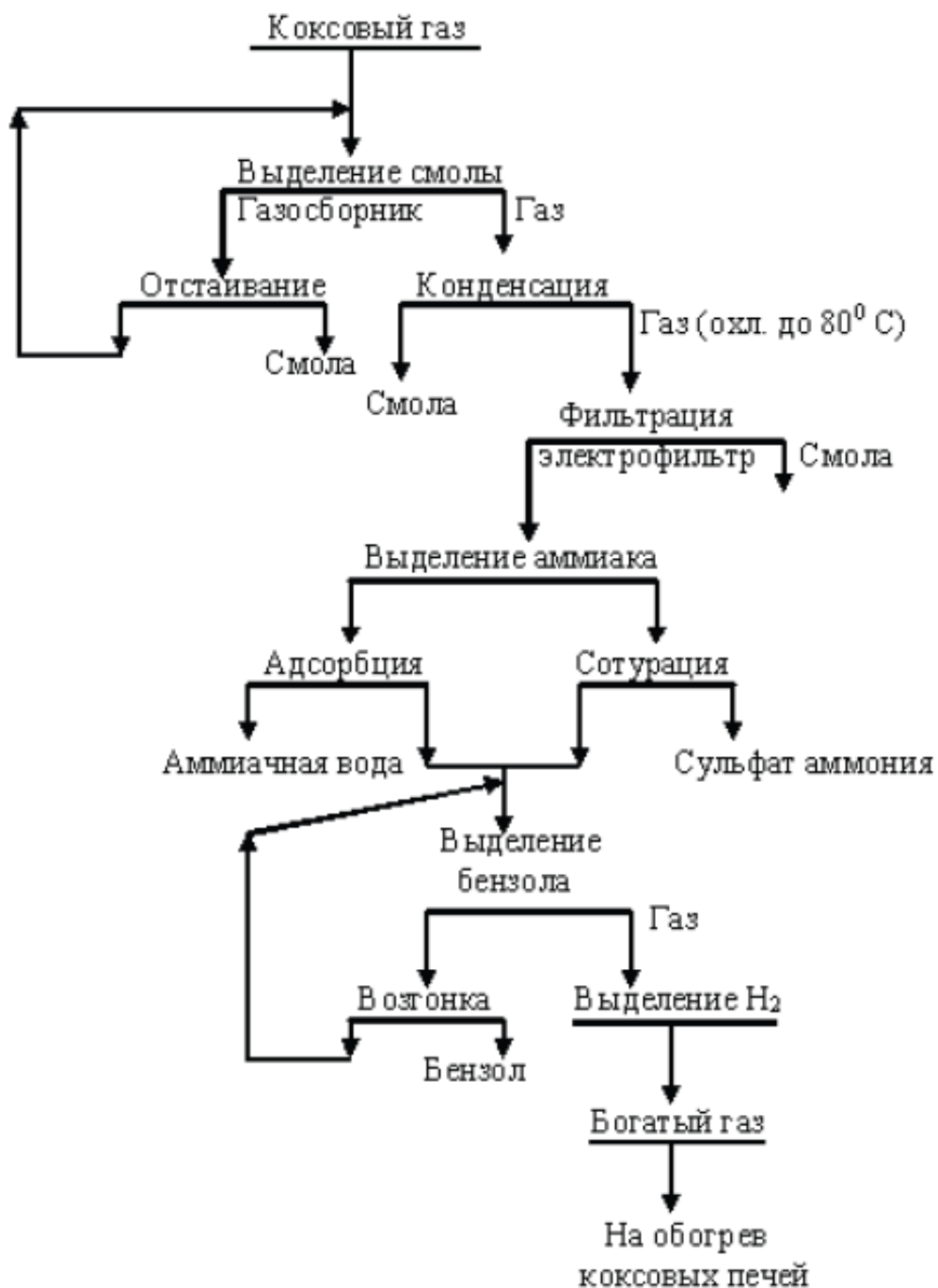


Рис. 1.9. Схема разделения парогазовой смеси

Кокс, выданный из печи, не подвергается дроблению, он сам распадается на куски. Это является следствием усадки, в результате возникает напряжение, которое приводит к растрескиванию коксового пирога, и возникают продольные деформации, которые разделяют кокс на две половины.

Помимо кокса из печи выдаются летучие вещества: смола, аммиак, бензольные углеводороды, нафталин, цианистые, сернистые соединения и др. Все это находится в парогазовой фазе. В печи остается только кокс.

Парогазовая смесь является источником получения ряда веществ (рис. 1.9), которые служат сырьем для фармацевтической промышленности, лакокрасочной промышленности и взрывчатых веществ.

В отношении механических свойств к коксу предъявляется ряд требований: он должен быть определенной крупности и достаточно прочным, так как слой шихты в доменных печах большой и кокс должен выдерживать большие нагрузки, иначе он превратится в мелочь, которая препятствует дутью и тогда невозможно выдерживать равномерную температуру. Кроме того, мелочь обволакивается шлаком и происходит неполное сгорание кокса.

Хороший кокс имеет в среднем теплотворную способность 7 000 кал.

Выход кокса от угольной шихты составляет 70–80 %, но не все это количество является металлургическим. Только 94–95 % от этого количества пригодно для доменной плавки.

В среднем выход продуктов коксования следующий: 72 % кокса, 2,4 % смолы, 9,6 % аммиачной воды, 15 % газа, 0,7 % бензола, 0,3 % аммиака.

Коксовая печь – это узкие длинные камеры с вертикальными обогревательными каналами, ширина которых составляет не более 400–500 мм, длина – 13–15 м; емкость одной камеры равна 15–16 т. Печь обогревается газами, не соприкасающимися с шихтой. Продукты горения сначала проходят регенераторы, которые служат для подогрева воздуха, нужного для горения газа в обогревательных каналах простенок. Камеры выложены огнеупорным кирпичом, они соединяются по 50–70 шт. в батареи и крепятся стальными конструкциями.

Процесс коксования длится в зависимости от конструкции печи и состава шихты 14–16 ч.

Батарею коксовых печей обслуживает ряд механизмов: загрузочный вагон емкостью 18 т, коксовыталькиватель, дверезкстрактор с направляющим устройством, тушительный вагон для приема из печей кокса.

Выход смолы при коксовании колеблется в зависимости от состава шихты в пределах 2–3,5 %. С каждого кубического метра газа извлекается от 80 до 120 г смолы. Это жидкое маслянистое вещество черного цвета, удельный вес которого больше удельного веса воды ($1,2–1,25 \text{ г/см}^3$). Путем отстаивания смола отделяется от воды. Смола обладает высокой теплотворной способностью (более 8 000 кал). Однако как топливо она сейчас используется мало, так как идет для получения ценных продуктов: антрацена, карбазола, фенола, нафталина, крезоло, пиридина.

Все эти масла являются исходным продуктом для дальнейшей переработки.

Процесс разгонки производится или в кубовых, или в трубчатых батареях.

Все продукты, за исключением пека, – жидкие и прозрачные. Пек – это густая черная масса, которая быстро застывает, переходя в стеклообразное состояние. В последнее время пек каплями выпускают в холодную воду и таким образом гранулируют.

Полная, или безостаточная газификация угля

Это такой процесс, при котором вся горючая часть превращается в газы. Остатком является зола – негорючая часть.

Аппараты, в которых производится газификация, называются газогенераторами, а получающиеся газы – генераторными.

Для газификации применяются воздух, пар, паровоздушная смесь, кислород. Наибольшее значение имеет смешанный газ. Воздушный газ применяется редко вследствие низкой теплотворной способности. Парокислородный газ сравнительно дорог.

Смешанный газ называется генераторным. Сырьем для его получения служат уголь и кокс, который не годится для доменной плавки.

Газогенераторы бывают различных конструкций. Различие их заключается в системе подачи газифицирующего реагента и в способе удаления шлама.

Газогенератор представляет собой металлический корпус из листового железа, выложенный внутри огнеупорным кирпичом.

Подземная газификация была предложена Менделеевым в 1888 г., но осуществлена позже. Подземная газификация позволила превратить каменный уголь в горючие газы и освободить колоссальное количество горнорабочих. Существует шахтный (рис. 1.10) и безшахтный методы подземной газификации.

Шахтный метод заключается в том, что по падению пласта проводят две наклонных выработки на определенном расстоянии друг от друга, которые соединяются штреком по простиранию. Этот начальный штрек и служит первоначальным огневым забоем, где поджигается уголь. В одну из выработок подается газ, по другой выработке удаляется генераторный газ. Зола падает вниз, а забой перемещается вверх. Направление воздуха и газа меняют.

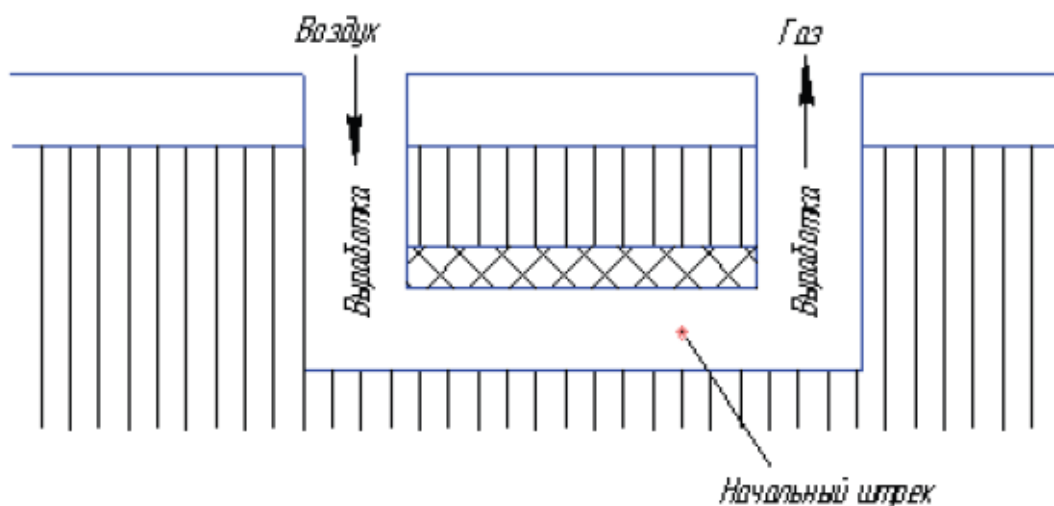


Рис. 1.10. Шахтный способ подземной газификации

Безшахтный способ подземной газификации состоит из пробуривания ряда скважин с поверхности, часть из которых служит для подачи воздуха, а часть – для выдачи газа. Не на всех месторождениях удастся применить этот метод. Успешность его применения зависит от газопроницаемости пласта.

Подземная газификация дает возможность дешево и при большей производительности труда получить из угля газовое горючее. Ее можно применить для месторождений с тонкими пластами угля, которые не разрабатываются обычным способом.

Гидрогенизация угля

Гидрогенизация – это комплекс реакций, протекающих при взаимодействии угля с водородом при повышенных температурах и давлении, сопровождающихся разрывом углеродных связей и присоединением водорода.

Этот процесс применяется с целью перевода каменного угля в жидкое топливо (бензин и керосин) и различные химикаты.

Процесс заключается в том, что при соответствующей температуре, высоком давлении и насыщении перерабатываемых продуктов водородом происходит перестройка молекул.

Она заключается в расщеплении высокомолекулярных соединений и образовании молекул с меньшим молекулярным весом.

В жидкие продукты переходит 60–65 % органической массы угля.

Остальные 40–35 % превращаются в высококалорийные газы, которые используются для энергетических целей.

Бурное развитие всех отраслей промышленности органического синтеза в последние годы превысило спрос на ароматические продукты, производящиеся коксохимической промышленностью.

Химикаты могут быть получены в значительных количествах путем процесса гидрогенизации угля и смол. По сравнению с коксованием при низкотемпературной гидрогенизации угля выход толуола и ксилола увеличивается в 15 раз, нафталина – в 5–8 раз, фенола – в 60–80 раз.

Процесс гидрогенизации угля позволяет значительно увеличить производство анилина и одновременно открывает возможность получения многих новых ароматических соединений, в том числе аценафтена, дибензофурана, хинальдина, метилнафталинов и др.

Процесс гидрогенизации протекает при температуре 380–550 °С и давлении водорода 200–700 ат. В зависимости от применяемых катализаторов и глубины превращения процесс может быть направлен на получение химикатов и моторного топлива либо целиком на получение химических продуктов.

Различают жидкофазную и парофазную гидрогенизацию в зависимости от того, в жидком или парообразном виде подается вещество в процесс. При жидкообразной гидрогенизации смесь исходного сырья, катализатора и водорода пропускается через реакционную камеру в условиях повышенного давления и высокой температуры. В процессе парофазной гидрогенизации пары гидрируемого вещества вместе с водородом пропускают в реакционной камере через слой неподвижного катализатора также при высоких давлениях и температуре. Исходя из природы перерабатываемого топлива и качества конечного продукта, подбирают соответствующие давления, температуру, катализатор и концентрацию реагирующих веществ.

Деструктивная гидрогенизация каменных углей в целом представляет присоединение водорода и отщепление функционального кислорода, азота и серы. Далее происходит расщепление гидрированных соединений, сопровождающееся перегруппировками и присоединением водорода.

Если гидрогенизацию угля проводить при мягких режимах и до определенной глубины, то получаемые продукты будут состоять преимущественно из низкомолекулярных ароматических углеводородов: бензола, толуола, ксилола, нафталина, а также кислородсодержащих соединений: фенолов, кризолов, ксиленолов и др.

При гидрогенизации различных углей имеют значение степень конденсированности их ароматических ядер, наличие кислородных связей и молекулярный вес. Скорость гидрогенизации выше у сапропелитовых углей, чем у гумусовых. Внутри ряда гумусовых углей отмечается уменьшение скорости гидрогенизации с возрастанием степени метаморфизма углей.

Количество образующихся жидких и газообразных продуктов гидрогенизации также уменьшается с возрастанием степени метаморфизма углей. Фюзинит значительно уменьшает скорость гидрогенизации, так как он гидрируется труднее, чем витринит.

Наиболее ценным сырьем для получения при гидрогенизации высокого выхода жидких продуктов являются витрен и споровые вещества углей малой и средней степени метаморфизма. Фюзен дает очень малый выход масел при гидрогенизации.

Большую часть органического вещества угля можно перевести в раствор, подобрав соответствующий растворитель, близкий по своим химическим свойствам к угольному веществу, при этом бурые угли растворяются значительно легче и полнее, чем каменные. Исследования показали, что для различных горючих ископаемых оптимальная температура растворения составляет 400 °С. При растворении угля в бензоле под давлением водорода 200 ат значительно возрастает выход растворимых веществ. Наилучшей температурой растворения является та максимальная температура, при которой остаточный уголь не разлагается. С повышением температуры растворимость возрастает, достигая максимума около 350–400 °С, после чего она снижается.

Процессы, протекающие при растворении под давлением, следует рассматривать как процессы необратимой деполимеризации угольного вещества.

При использовании в качестве растворителя полученного при гидрогенизации тяжелого масла процесс гидрогенизации протекает весьма эффективно, почти с полным превращением органической массы угля. Для процесса гидрогенизации угля целесообразно применять остаток гидрогенизации, кипящий при температуре выше 300–320 °С.

Дальнейшее повышение температуры гидрогенизации угля влечет за собой усиление реакции расщепления, что приводит к образованию газа и продуктов полимеризации. В результате появляется необходимость вести процесс гидрогенизации угля с получением жидкого топлива в 2 или несколько ступеней. На первой ступени в жидкой фазе протекает процесс растворения угля и гидрогенизация раствора. Основные продукты этой стадии гидрогенизации: широкая фракция масла и газа, твердый остаток и пирогенетическая вода.

Раствор угля не может быть подвергнут гидрогенизации в паровой фазе ввиду высокой температуры кипения отдельных веществ и наличия в нем асфальтенов. Таким образом, назначение жидкой фазы гидрогенизации

сводится к превращению раствора угля в облагороженный продукт, который затем в паровой фазе перерабатывается в легкое моторное топливо.

Из гидрогенизата жидкой фазы извлекают значительное количество фенолов, после чего ее направляют на гидрогенизацию в паровой фазе.

На второй ступени процесса гидрогенизации в паровой фазе происходит превращение среднего масла в бензин. Эта реакция также протекает над специальными катализаторами при температуре от 380 до 520 °С под давлением водорода от 200 до 700 ат. Конечными продуктами гидрогенизации в паровой фазе являются бензин, вода и газ.

Установлена целесообразность введения в процесс гидрогенизации еще одной промежуточной ступени – фазы предварительного гидрирования широкой фракции перед ее расщеплением. Этот процесс проводится при низкой температуре над сернистыми катализаторами.

Таким образом, в промышленных условиях процесс гидрогенизации обычно осуществляется в 3 ступени: получение жидкой фазы, предварительное гидрирование и бензинирование.

Одновременное получение химических продуктов и моторных топлив из угля при гидрогенизации его делают процесс экономически выгодным.

Уголь обычно измельчают до крупности 1 мм, чтобы обеспечить хорошее растворение его в затирочном масле. Измельченный уголь сушат в непрерывном потоке горячих газов при температуре около 125 °С, после чего он поступает на установку изготовления пасты. Угольную пасту, представляющую смесь 25–40 % угля с затирочным маслом, подают на гидрогенизацию насосами при давлении 420 ат. Температура пасты составляет 150–250 °С. Практически уголь растворяется в затирочном масле до поступления в реактор. Для увеличения растворимости угля подобран соответствующий состав рециркулирующей жидкой фракции.

Катализатор добавляют к пасте непосредственно перед поступлением ее в насос. Количество применяемого катализатора изменяется в пределах 0,1–0,5 %.

Затем угольную пасту подают насосом в подогреватель, в который также поступает свежий и циркулирующий водород, и далее пасту подают в реактор. Реактор представляет толстостенный стальной резервуар из специальной хромово-молибдено-ванадиевой стали, снабженной жароупорной футеровкой. Жидкий и газовый потоки поступают в реактор снизу и отводятся сверху.

В реакторе к угольной части добавляют в избытке водород (до 300–400 %). Это позволяет устранить коксообразование в реакторе, а также ускорить протекание реакции гидрогенизации.

В реакторе обычно поддерживают температуру в пределах 440–520 °С, давление 280–420 ат. Продолжительность пребывания продуктов в реакторе уменьшена с 45, как принято в процессах гидрогенизации для получения жидкого топлива, до 3–4,5 мин, что значительно увеличивает производительность установки. Из реактора смесь продуктов поступает в горячий сепаратор, где происходит отделение шлама от парогазовой смеси. Жидкую часть шлама используют в дальнейшем в качестве пастообразователя.

Парогазовая смесь, выделяемая в горячем сепараторе, поступает в холодильник-сепаратор, из которого газ направляют на циркуляцию.

Часть этого газа выводят из цикла и направляют на установку для фракционирования газов.

Жидкий продукт после сброса давления направляют на переработку. Для разделения химических продуктов используют обычную аппаратуру для процесса перегонки, фракционирования и экстрагирования растворителями. Продукты эти разделяют на 3 фракции: углеводородную, фенольную, арил-амины и азотистые гетероциклические соединения.

Углеводородную фракцию разгонкой разделяют на толуол, ксилол, нафталин, метилнафталин и высшие углеводороды. Фенольную фракцию разделяют на фенолы, крезолы, ксиленолы и высшие одноосновные фенолы. Из части, содержащей азотистые соединения, получают анилин, толуидин, ксилидины.

Кроме угля, гидрогенизации могут подвергаться нефть, мазуты, а также продукты, получаемые при термической нефтепереработке угля и сланцев: буроугольная, каменноугольная и сланцевая смолы, получаемые при полукоксовании, фракции этих смол, отдельные фракции смолы коксования, пек и газогенераторная смола.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №18

Тема: Технология обогащения калиевых и магниевых руд

План:

1. Свойства и области применения калия и магния
2. Характеристика руд и минералов.
3. Требования к сырью и концентратам

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Калий и его соединения находят широкое применение в сельском хозяйстве и различных отраслях народного хозяйства – текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др.

Калий – распространенный элемент. Содержание его в литосфере составляет 2,5 % по массе.

В магматических процессах калий, как и натрий, накапливается в кислых магмах, из которых кристаллизуются граниты и другие породы.

Калий входит в состав полевых шпатов и слюд. При выветривании горных пород калий частично переходит в воды, но оттуда его быстро захватывают организмы и поглощают глины, поэтому воды рек бедны калием и в океан его поступает намного меньше, чем натрия.

В океане калий поглощается организмами и донными илами (например, входит в состав глауконита). В прошлые геологические эпохи, особенно в пермском периоде, на поздних стадиях испарения морской воды в лагунах после осаждения NaCl кристаллизовались соли калия и магния – карналлит и др.

По данным геологической службы США, предполагаемые мировые запасы калийных солей достигают примерно 250 млрд т, но залежи калийных солей в России и Таиланде содержат большое количество карналлита, так что пока непонятно, можно ли эти ресурсы эффективно использовать с экономической точки зрения.

Американские геологи оценивают предполагаемый объем ресурсов калийных солей в США примерно в 6 млрд. т, большая часть этих запасов залегает на глубине от 1800 до 3100 м в штатах Монтана и Северная Дакота. Самое большое в мире месторождение калийных солей находится в бассейне Williston в провинции Saskatchewan (Канада).

В настоящее время эта страна является и крупнейшим продуцентом калийных солей в мире.

Прогнозные ресурсы калийных солей России оценены в 3,18 млрд. т K_2O (4 % мировых) [3]. Ресурсный потенциал их, согласно экспертным оценкам, более чем в пять раз выше, чем в других странах (19 % мировых – второе место после Канады) [1–4].

Подавляющая часть прогнозных ресурсов калийных солей сосредоточена в европейской части России, в районах с хорошо развитой инфраструктурой.

Распределение ресурсов категории P1 калийных солей России по субъектам федерации, %, следующее: Волгоградская область – 45, Калининградская – 39, Оренбургская – 16.

Распределение ресурсов категории P2 калийных солей России по субъектам федерации, %, следующее: Волгоградская область – 37, Калининградская – 52, Оренбургская – 11.

По разведанным запасам калийных солей, составляющим 36 % мировых, или 3,6 млрд. т K_2O , Россия занимает также второе место в мире (после Канады). Государственным балансом учтены запасы по трем месторождениям: Верхнекамскому, Гремячинскому и Непскому.

Около 90 % запасов калийных солей России сосредоточено в уникальном Верхнекамском месторождении (Пермская область).

Прирост запасов за счет геологоразведочных работ в последние годы не компенсирует их погашения при добыче. В 2001 г. он составил 0,6 млн т K_2O , или менее 5 % погашенных запасов. За период с 1990 г. По 2001 г. запасы калийных солей уменьшились почти на 3 %.

Обеспеченность разведанными запасами шести действующих на базе Верхнекамского месторождения рудников составляет от 16 до 54 лет, а всеми разведанными запасами месторождения – более 100 лет даже при максимальном уровне добычи.

Мировым лидером по добыче калийных солей считается Канада. Уникальный по запасам калийного сырья Саскачеванский бассейн, расположенный в этой стране, уже более 30 лет является главным районом добычи калийных солей в мире. Здесь расположены основные мощности двух крупнейших производителей калийного сырья – PotashCorp (Potash Corporation of Saskatchewan Inc., Канада) и Mosaic (Канада, США).

Калийная соль была и остается редким природным ресурсом. Производство ее сосредоточено в нескольких странах Северной Америки, Европы и Ближнего Востока, а 85 % экономически пригодных к разработке запасов принадлежит Канаде, России и Беларуси. На эти страны приходится более 2/3 мировых производственных мощностей хлористого калия.

Вторым крупнейшим экспортером (25,5 % мирового экспорта) является Белорусская Калийная Компания (БКК), которая была создана двумя предприятиями – ПО «Беларуськалий» (Беларусь) и ОАО «Уралкалий» (Россия, Пермская область).

По прогнозу International Plant Nutrition Institute (IPNI) (Канада), к 2010 г. потребление калия в мире останется примерно на нынешнем уровне (30–31 млн. т в год), однако изменится география его потребителей. Основное потребление калийных солей перемещается из Европы и Северной Америки в Азию и Латинскую Америку. При этом главный рост придется на Китай, Индию и Бразилию: совокупный рост потребления в них составит более 10 млн т. А это значит, что если российские и белорусские калийщики сохранят свое присутствие на этих рынках на нынешнем уровне (примерно 40,1 %), то могут дополнительно экспортитровать 3,5–4 млн т своей продукции.

Мировые цены на калий с 1991 по 2006 гг. возрасли с 50 до 170 дол/т [1–4].

Конечным продуктом переработки являются калийные удобрения, в производстве которых используется около 95 % калийных солей (остальное – в химической промышленности). Доля России в их производстве в мире в последние три года составляла от 14 до 18 %. Производство калийных удобрений осуществляется на фабриках, расположенных непосредственно на Верхнекамском месторождении.

В большинстве почв растворимых соединений калия содержится мало, а культурные растения нуждаются в калийных удобрениях. Поэтому 95 % калийных солей применяются главным образом в сельском хозяйстве в качестве удобрения и только 5 % добываемой соли перерабатывается в едкий калий, поташ и другие соединения, которые, в свою очередь, часто являются сырьем для производства других калийных соединений. Так, едкий калий (KOH) используется в производствах бромистого калия, нитрата калия (KNO₃), цианистого калия (KCN) и перманганата калия (KMnO₄).

Поташ (K₂CO₃) применяется в производствах оптического стекла, жидкого мыла, твердой углекислоты и калиевого хромпика (K₂CrO₄).

Разработан также способ кладки бетона в зимнее время с применением поташа.

Хлористый калий используется для производства бертолетовой соли, в производстве хромпика (взамен поташа) и сульфата калия. Сульфат калия является сырьем для производства калиевых квасцов.

Хлористый магний применяется для производства магнезиальных цементов, искусственных мельничных жерновов, ксилолита и фибролита. Хлористый магний используется в текстильной и бумажной промышленности и

в качестве дезинфицирующего средства. Для пропитки дерева с целью придания ему огнестойкости.

В виде побочных продуктов химической переработки сильвинита и карналлита получают хлор и его производные, металлический магний, калий и натрий, бром, рубидий и церий, а также технический хлористый натрий, который является сырьем для производства соды и может перерабатываться на пищевую соль.

Характеристика руд и минералов

По составу породообразующих минералов выделяются следующие разновидности калийных руд.

Сильвинит представляет собой породу, состоящую из сильвина KCl (15–40 %) и галита $NaCl$ (25–60 %) с небольшими примесями $MgCl_2$, $CaSO_4$ и глинистых веществ. В некоторых разновидностях сильвинита за счет прослоев ангидрито-мергелистых пород количество примесей (нерастворимого в воде осадка) возрастает до 15–20 % и больше (Рейнский грабен, Калуш).

Сильвин содержит 52,5 % K и 47,5 % Cl . В виде механических примесей в нем часто обнаруживают $NaCl$ и Fe_2O_3 . В чистом виде он прозрачен и бесцветен. Включения газов придает ему молочно-белый цвет. Чаще он окрашен в красный цвет (от примесей гематита). Твердость составляет 1,5–2, удельный вес – 2,0. Он хрупок, гигроскопичен, легко растворим в воде, вкус у него горьковато-соленый.

Галит (поваренная соль) содержит 39,4 % Na и 60,6 % Cl . В виде механических включений в нем присутствуют глинистые и органические вещества, KCl , $MgCl_2$, $CaSO_4$ и др. В чистом виде галит прозрачен и бесцветен. Примеси окрашивают его в серый, бурый, красный, розовый и другие цвета. Твердость равна 2, удельный вес – 2,1–2,2. Он хрупок, хорошо растворяется в воде, гигроскопичен, но меньше, чем сильвин. Вкус у него соленый.

Карналлитовая порода сложена преимущественно карналлитом (40–85 %) и галитом (18–50 %) с небольшим содержанием ангидрита, кизерита и глинистого вещества.

Карналлит – $MgCl_2 \cdot KCl \cdot 6H_2O$ содержит 26,7 % KCl , 34,5 % $MgCl_2$ и 38,8 % H_2O . В виде механических примесей присутствуют $NaCl$, $CaSO_4$, Fe_2O_3 и глинистые вещества. В чистом виде он прозрачен и бесцветен.

Примеси окислов железа окрашивают его в бурый и красный цвет различных оттенков. Карналлит хрупок, твердость его составляет 2–3, удельный вес – 1,6. Он весьма гигроскопичен, расплывается на воздухе, разлагаясь при этом на KCl и $MgCl_2 \cdot 6H_2O$. Вкус у него горько-соленый.

Каинитовая порода состоит из каинита (10–50 %) и галита (30–40 %). Почти всегда встречаются полигалит (до 10 %), карбонаты и глинистые минералы. Отдельные линзы каинитовых пород известны у Калуша на Западной Украине и Сицилии. В Германии каинитовые породы образуются из карналлит-кизеритовых под гипсовыми шляпами.

Каинито-лангбейнитовые и лангбейнито-каинитовые породы состоят из породообразующих лангбейнита (10–25 %), каинита (10–30 %), галита (30–40 %). В качестве примеси в них всегда присутствуют сильвин (до 10 %), полигалит (до 8 %) и кизерит (до 5 %). Содержание нерастворимого остатка доходит до 15–20 %. Эти породы обладают хорошо выраженной полосчатостью (сезонной). Они известны в предкарпатских месторождениях Западной Украины и в Румынии. Под влиянием поверхностных вод лангбейнит и каинит переходят в шенит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 6H_2O$), который в свою очередь после удаления калия переходит в эпсонит ($MgSO_4 \cdot 7H_2O$). На выходах этих пород образуется своеобразная глинисто-гипсовая шляпа.

Лангбейнитовая порода состоит из лангбейнита (30–60 %, галита (15–45 %) и нерастворимого остатка (10–12 %). В ней постоянно присутствуют в качестве второстепенных полигалит (до 3–6 %), кизерит (до 4 %), сильвин (до 7 %) и некоторые другие. Лангбейнитовая порода образует линзы в нижней части каинито-лангбейнитовых пород в районе Стебника (Западная Украина). В новой Мексике (США) в шахтном поле Южного рудника лангбейнитовая порода составляет часть сильвинитовых линз.

Полигалитовые породы почти мономинеральные, обладают часто большой мощностью. Иногда пласты полигалитовой породы чередуются с каменной солью, ангидритами и мергелями. Содержание полигалита в породе составляет 30–80 % и галита – 10–40 %. В качестве примесей присутствуют сильвин, кизерит, карбонаты, глинистое вещество. Полигалитовые породы пользуются достаточно широким распространением.

Разведано Жилианское месторождение у Актюбинска с мощными линзами полигалитовых пород (до 90 м), в среднем содержащих 58 % полигалита. Полигалитовые породы в большом количестве обнаружены также в калийных месторождениях Новой Мексики в США, в соленосной толще цехштейна Англии, в районе Калининграда и др.

Промышленные месторождения калийных солей встречаются редко и известны в немногих странах. Большая часть мировых запасов этих солей сосредоточена в СНГ, Канаде и Германии.

В СНГ преобладают хлористые соли (около 92 % общих запасов), в которых содержание окиси калия колеблется в пределах 10–27 %. На долю сернокислых солей, содержащих 7–12 % окиси калия, приходится немногим

более 8% запасов. Большая часть разведанных запасов (примерно 60 %) сосредоточена в Верхне-Камском месторождении, расположенном в Пермской области. Значительные запасы находятся в Белоруссии (Старобинское месторождение), в Предкарпатском соленосном бассейне (Стебниковское, Калушское и др. месторождения), в Туркмении (Карлюкское, Гаудацкое и Кызыл-Мазарское месторождения), в Казахстане (Жилянское) и Узбекистане (Тюбегатанское). Один из крупнейших в мире бассейнов калийных солей расположен на территории Германии. Калийные соли имеются в Китае (провинция Цинхай), в Канаде (Саскачевань), во Франции (Эльзас), в США (Делаварский бассейн). Основные запасы калийных солей капиталистических и развивающихся стран Азии сосредоточены в Иордании и Израиле.

Как и по большинству неметаллических полезных ископаемых, ГОСТов и общепринятых технических условий на сырье калийных и магниевых солей нет. Это объясняется, с одной стороны, большим разнообразием этого сырья по его химическому и минеральному составу, с другой – различием горнотехнических условий его добычи и многообразием применяемых методов обогащения и переработки, в совокупности определяющих себестоимость готовой продукции, а следовательно, и рентабельность работы предприятия. Могут помочь ГОСТы к уже готовой продукции, в особенности, когда она представляет собой сырье, подвергшееся только размолу.

Согласно действующему ГОСТу 4568-95 хлористый калий, получаемый в результате переработки калийных руд, должен отвечать условиям, приведенным в табл.10.2.

Таблица 10.2. Технические требования к хлористому калию по ГОСТ 4568-95 (статус: действующий)

Показатель	Норма для марки			
	мелкий		гранулированный	
	1-й сорт	2-й сорт	1-й сорт	2-й сорт
Внешний вид	Мелкие кристаллы серовато-белого цвета или мелкие зерна различных оттенков красно-бурого цвета		Спрессованные гранулы неправильной формы серовато-белого или различных оттенков красно-бурого цвета или крупные кристаллы серовато-белого цвета	
Массовая доля калия в пересчете на K_2O , %: не менее	60	58	60	58
Массовая доля воды, %, не более	0,5	0,5	0,5	0,5

Гранулометрический состав (массовая доля фракций), %:

более 6 мм	0	0	Не нормируется	
от 1 до 4 мм, не менее	Не нормируется		95	95
менее 1 мм, не более	Не нормируется		5	5
Динамическая прочность (массовая доля неразрешенных гранул), %, не менее	Не нормируется		80	80
Рассыпчатость, %	100	100	100	100

Примечания: 1. Хлористый калий, предназначенный для розничной торговли, должен изготавливаться марки «Мелкий» серовато-белого цвета.

Для производства лечебно-профилактической соли используют указанный хлористый калий, не обработанный реагентами – реагентами антислеживателями.

2. Хлористый калий, предназначенный для сельского хозяйства, должен изготавливаться марки «Гранулированный» или в крупнокристаллическом виде. По согласованию с потребителем хлористый калий может поставляться марки «Мелкий».

3. Гранулометрический состав должен составлять: свыше 6 мм – не более 2 %, от 1 до 4 мм – не менее 65 %, менее 1 мм – не более 5 %.

Обогащение калийных руд

При обогащении калийных руд решаются такие основные задачи, как отделение калийсодержащих минералов от других сопутствующих минералов (галита, ангидрида, а также от так называемого «нерастворимого остатка» – глины, песчаника и т.д.) и разделение калийсодержащих сульфатов от хлоридов калия.

Отличительной особенностью калийных руд является то, что почти все входящие в них минералы хорошо растворимы в воде, вследствие чего механическое обогащение может производиться либо без применения водной среды (сухое обогащение), либо при использовании насыщенных растворов солей.

При обогащении калийных руд могут применяться следующие методы: радиометрический, термический, гравитация, физико-химический, флотация, флотогравитация, электросепарация.

Лекция №19

Тема: Обогащение калиевых руд флотационным методом

План:

1. Реагенты, применяемые в процессе флотации
2. Флотационные машины.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Большая часть калийных руд в настоящее время обогащается флотацией. Такое преимущество флотации сохранится, по-видимому, и в последующее время, несмотря на прогрессирующую роль химического и радиометрического методов обогащения.

Применение флотации для разделения солей, в частности, чилийской селитры, было впервые осуществлено Жанпрустом, а солей океанического происхождения – Пылаевым, исследовавшим очистку поваренной соли от нерастворимых в воде минеральных загрязнений, и М.А. Эйгелесом, применившим этот метод для извлечения фтористого натрия из плава [46]. В 1934 г. были построены первые предприятия по переработке природных солей и промышленная фабрика по получению калийной соли в Карлсбаде (США).

Обширные исследования по флотации водорастворимых солей, послужившие началом развития флотационного процесса были выполнены в Механобре. Большое внимание исследователями уделялось изучению ионного состава жидкой фазы. Было установлено, что из двух солей, каждая из которых флотируется в своем растворе, одна соль не флотируется в присутствии другой [46]. Хлористый калий успешно флотируется в растворе, насыщенном хлористым калием.

В растворе, насыщенном хлористым калием и натрием, его флотируемость уменьшается и полностью прекращается в растворе, насыщенном хлористым натрием. В этом случае ионы жидкой фазы оказывают депрессирующее действие на флотацию минералов.

Флотация солей основана на определенных теоретических положениях. Работ в этой области много. Это обусловлено как промышленной значимостью, так и специфичностью их как объекта флотации.

Минералы калийных солей имеют четкую кристаллическую ионную структуру.

Флотация калийных солей имеет ряд особенностей. Основной особенностью является то, что флотация осуществляется в насыщенном растворе солей, присутствующих в руде.

Некоторые специфические особенности флотации солей в насыщенных растворах, выражающиеся в изменении флотируемости соли при изменении состава солевого раствора, в наличии у ряда солей избирательной флокуляции, в сильном пенообразовании, в повышении вязкости и поверхностного натяжения раствора, в высаливании большинства реагентов и пр., приводят к ослаблению или даже полной потере собирательных и пенящих свойств значительного количества флотореагентов. Не менее необычна крупность флотируемого материала. Возможно эффективное извлечение частиц размером до 4–5 мм. Часто приходится переводить в пену тонкодисперсные микронных размеров шламы. Этим обусловлено появление и применение нескольких конкурирующих конструкций флотационных машин, призванных осуществлять грубозернистую и шламовую флотацию [17,62].

Несмотря на отмеченную специфичность флотации калийных солей, на флотацию растворимых солей распространяются основные теоретические положения, разработанные общей теорией флотации. Для флотации солей применяют те же реагенты, что и для флотации других полезных ископаемых: собиратели, регуляторы, пенообразователи. Надо сказать, что многие принципы этой общей теории подтверждаются и развиваются.

При флотации калийных руд сохраняется принцип гидрофобизирующего действия собирателей на поверхность минералов и т. д.

Для повышения эффективности флотационного метода обогащения калийных солей в настоящее время проводятся интенсивные исследования по изысканию природных флотореагентов и накоплению экспериментальных данных по флотации солей, по выяснению влияния различных факторов на скорость и механизм флотации, а также по улучшению технологических показателей.

По С.А. Кузину и Л.И. Стрёмовскому, флотируемость отдельных минералов зависит от их растворимости в данной среде. При флотации собирателями, не образующими труднорастворимых соединений с катионами флотируемого минерала, флотируемость увеличивается в среде, увеличивающей растворимость этого минерала. При использовании собирателей, которые могут образовать с катионами минерала труднорастворимые соединения, флотируемость минерала увеличивается при уменьшении его растворимости в среде.

Поскольку основными компонентами сильвинитовых руд являются сильвин и галит с примесями глинисто-карбонатных минералов, а жидкой

фазой – насыщенный солевой раствор, то наиболее важны исследования гидрофобизации этих минералов селективно адсорбирующимися ПАВ, процесса мицеллообразования их в растворах, а также вопросы флотационного поведения глинистых минералов и взаимодействия их с реагентами модификаторами.

Более полно селективная гидрофобизация сильвина осуществляется ионогенными ПАВ, преимущественно катионоактивными – первичными алифатическими аминами с длиной углеводородной цепи от C_{12} до C_{18} . Применяется также смесь первичных насыщенных аминов C_{14} , C_{16} , C_{18} или C_{16} , C_{18} , C_{20} в соотношении 1:1:1; особенно пригодна смесь, состоящая из 30 % гексадециламинацетата, 25 % октадециламинацетата и 45 % октадецениламинацетата. При низкой температуре применяются аминосмеси с короткими цепями, при высокой температуре – с более длинными.

Рекомендуется использовать смесь аминов с насыщенной и ненасыщенной углеводородной цепью при соотношении их 3:1; нормальный одноосновной алифатический спирт с содержанием в молекуле 4–20 атомов углерода или смесь таких спиртов; смесь уксуснокислой соли первичных алкиламинов (C_{12} – C_{18}) и одноосновного спирта, например, метилизобутилкарбинол; омыленное хлопковое масло; алкогольсульфаты с 8–12 атомами углерода типа $C_nH_{2n+1}SO_4Me$; сульфатоктадецил натрия; алкилзамещенные соли гаунидина (алкильный остаток содержит C_7 – C_{20} , например, октиламингидрохлорид или децилгуанидингидрохлорид), ацилпроизводные этилендиамина (ацилгруппа содержит C_{10} – C_{18}); сложные эфиры солянокислого глицина; сульфатпроизводные лауриновой кислоты или лауринового алкоголя, например, лаурилсульфат; продукты реакции аминов с хлористой серой; хлорированные и аминированные углеводороды; полисахариды. Рекомендуется также проводить флотацию сильвина ступенчато с добавлением в последующих ступенях собирателя с большим молекулярным весом. В первую очередь добавляется октиламинацетат и в следующую – смесь гексадецила, октадецила и октадецениламина.

Несколько менее селективным гидрофобизирующим действием на КСI обладают также анионоактивные алкилсульфаты Na с длиной цепи от C_8 до C_{10} . Для флотации сильвинитовых руд в отечественной и зарубежной калийной промышленности наиболее широко используются амины.

Других ПАВ, обладающих сравнимым с аминами и алкилсульфатами гидрофобизирующим на КСI действием, практически пока неизвестно, хотя предложено много других. Так, в работе [61] показано, что флотация сильвина возможна также жирными кислотами (C_7 – C_{13}) в насыщенных растворах с

высоким содержанием магния или же анионным реагентом – окисленным уайт-спиритом.

Указанные выше реагенты являются одновременно собирателями и вспенивателями. Однако для экономии дорогостоящих собирателей рекомендуют применять следующие вспениватели: крезилкислоты и крезол, сосновое масло, смесь терпеновых спиртов.

В качестве реагента-собирателя применяют также смеси первичных алифатических аминов с четным и нечетным числом атомов углерода в углеводородном радикале, содержащем 8–28 атомов углерода. Флотация хлористого калия из фракции руды крупностью $-0,3+0$ мм осуществляется амином с добавкой полиакриламида (ПАА) при соотношении 1:0,05–0,3 или амином с добавкой органических углеводов (ОУ) парафинового, ароматического, нафтенного ряда или их смесей при соотношении 1:0,5–3,0 соответственно или совместно с органическими углеводородами и полиакриламидом.

В качестве реагента-собирателя для флотации шламов используют полиоксиэтиленгликолевые эфиры моноалкилфенолов, имеющие 8–14 атомов углерода в алкильной группе, с количеством оксиэтильных групп в радикале 20–30.

Для сильвиновой флотации в качестве реагента депрессора применяется модифицированная карбамидоформальдегидная смола с весовыми соотношениями мочевины: формальдегида: полиэтилен-полиамин, соответственно, в интервале 1:1,12:0,05–1:2,70:0,30 .

В качестве депрессора используют также модифицированную карбамидоформальдегидную смолу с массовыми соотношениями мочевины: формальдегид: полиэтиленполиамин, соответственно, в интервале 1:2,70:0,30.

Важное значение имеют регуляторы пены. В качестве последнего, применяют тетралин, декалин, производные маннозы или галактозы, тетрагидронафталин, введение которых способствует установлению резкой границы между пеной и раствором, диметилсиликон, фенилсиликон, акрилнитрилполимер, в котором нитрильная группа находится в соляной форме, полигликоли и их эфиры с молекулярным весом $M > 300$, особенно метоксиполиэтиленгликоль с $M = 750$.

В качестве селективного подавителя сильвина рекомендуются катионоактивные вещества; вторичные амины типа R_1-NH-R_{II} , где R_1 парафиновый углеводород с цепью от C_8 до C_{20} , а R_{II} – короткий радикал (метил или этилгруппа) и четвертичные алкиламины, алкиламиды и др.

При обогащении каинито-лангбейнитовых руд для флотации сульфатов калия и магния (лангбейнита и полигалита) применяются карбоновые кислоты с

C_7-C_9 (0,3–0,6 кг/т), а для флотации хлоридов (сильвина, каинита) катионные реагенты (20–40 г/т). Когда в этих рудах хлориды присутствуют в сравнительно небольшом количестве, предпочитают вести коллективную флотацию всех калиевых минералов, применяя карбоновые кислоты и амины одновременно.

Для уменьшения слеживаемости концентратов стараются не переизмельчать руду и флотировать частицы максимальной крупности. Применение неполярных или малополярных добавок в сочетании с аминами позволяет повысить крупность флотируемых зерен сильвина с 0,5–0,8 до 2,0–2,5 мм. Кроме того, для улучшения флотируемости крупных зерен калийных солей предлагается обработать их в сухом состоянии маслами, а затем флотировать обычным способом. Имеются сообщения о возможности флотации сильвинитовой руды более крупного помола (0,5–6,4 мм).

В качестве реагентов предложены собиратель – ацетат *N*-лазуриламмин, вспениватель – метилизобутилкарбанол с добавкой для увеличения селективности и выхода сильвина высокопарафинистых нефтяных фракций [46].

Для флотации *каинито-лангбейнитовой руды* эффективными в качестве собирателей являются энантовая и каприловая жирные кислоты, смесь жирных кислот C_7-C_9 или их мыла, а также смесь омыленного асидола с жирными кислотами, а для флотации шенита-некаль (смесь натриевых солей моно- и дитрибутилнафталинсульфоокислот) [46]. Эти реагенты обладают одновременно собирательным и вспенивающим действием. Однако для экономии дорогостоящих собирателей применяются в качестве вспенивателей крезил-кислоты и крезолы, сосновое масло, смесь терпеновых спиртов, поливиниловый спирт и др.

Флотация галита и примесей из сильвинитовой руды происходят в присутствии активаторов: солей свинца и висмута, жидкого стекла. В качестве реагентов-собирателей применяются жирные кислоты и их соли, смоляные кислоты и их соли, нафтеновые кислоты, омыленные пальмовое и кокосовое масла, кислые производные продуктов окисления нефти.

Карналлит флотируется лауриламином.

В последнее время во флотационной практике все большее применение находят аполярные собиратели типа различных масел и углеводов.

Отрицательное влияние на флотацию оказывает присутствие в руде глины.

Тонкодисперсный состав соленосной глины во флотационной пульпе – одна из главных причин отрицательного действия ее на процесс флотации калийных солей. Оно проявляется в снижении селективности процесса и резком уменьшении извлечения KCl в концентрат даже при относительно

низком содержании нерастворимого остатка в руде. Селективность флотации снижается частично из-за механического выноса шламистых частиц в пенный продукт, а также из-за совместной флотации коагулятов, включающих наряду с мелкодисперсными частицами KCl , $NaCl$ и частицы глинисто-карбонатных шламов. Механический вынос обусловлен захватом минерализованной пеной некоторого количества жидкой фазы, содержащей наряду с солевыми минералами также шламистые частицы нерастворимого остатка.

Повышение селективности процесса флотации может быть достигнуто предварительным обесшламливанием калийной руды перед сильвиновой флотацией, а также изменением физико-химических свойств соленосной глины и ее поверхности перед обогащением руды.

Это может быть достигнуто как обработкой глинисто-солевых дисперсий эффективными реагентами специфического состава, так и термическим воздействием на соляную породу, которое обеспечивает увеличение прочностных и изменение коллоидно-химических свойств глинистых примесей.

Необходимым условием успешной флотации минералов калия из руд является устранение вредного действия глинистых шламов, нарушающих селекцию и увеличивающих расход собирателя за счет его адсорбции. Это достигается несколькими путями:

- флотацией глинистых шламов окисленным уайт-спиритом (реагентом ФР-2) 0,25 кг/т после предварительной коагуляции их щелочным раствором крахмала (0,06–0,08 кг/т) или другими коагулянтами;

- подавление флотации глины производными целлюлозы, кремниевой кислотой, полиакриламидом, $AlCl_3$, $Al_2(SO_4)_3$, известью;

- гидрофобизацией глины органической жидкостью с последующим отстаиванием и отделением;

- механическим выводом глинистых шламов.

В качестве реагентов для предварительной флотации глинистых шламов и их депрессии применяются также [46] метиловый эфир целлюлозы, щелочные соли карбоновых кислот, крахмал и его производные, особенно гликолят крахмала, алкилцеллюлоза, сульфитно-целлюлозный щелок; акриломидполимеризат, декстрин, производные лигнина, желатина, казеин, клей, соляная кислота, полигликоли и их эфиры с молекулярным весом $M > 300$, ксантогенаты крахмала и полисахариды, воднорастворимый акрилонитриловый полимер в количестве 0,009 кг/т. Флотация калийных солей, содержащих 1–10 % $CaSO_4$, успешно осуществляется при снижении рН соляной кислотой до 2–3,5, в этом случае содержание KCl повышается с 95,7 % при рН = 3,5 до 96,5 % при рН = 2,5.

Для уменьшения потерь сильвина со шламами последние подвергаются сгущению и поступают на доизвлечение КСІ методом галургии.

Хорошие результаты дает использование ультразвука при механическом диспергировании суспензии перед флотационным обесшламливанием (эффект увеличивается в 2 раза).

В СНГ флотационный метод обогащения успешно применяется на Березниковском, Соликамском, Стебниковском и других калийных комбинатах. При обогащении сильвинитовых руд флотацией достигается извлечение 88–92 %, содержание K_2O в концентратах равно 57–61 %.

В сравнении с химическим методом флотация имеет следующие преимущества: резкое сокращение расхода топлива, меньшую коррозию аппаратуры, уменьшение слеживаемости концентратов при складировании, упрощение схемы, улучшение условий труда.

Большое значение при флотации калийных руд имеет тип и конструкция флотомашин. Испытания показали, что пульсационная флотация позволяет упростить технологию за счет сокращения перечистных операций, повысить качество готовой продукции без снижения извлечения, а иногда при его повышении, снизить расход энергии на флотацию [49]. На опытной фабрике АО «Уралкалий» испытана флотационная колонна со струйным аэратором.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №20

Тема: Обогащение калиевых руд химическими и специальными методами

План:

1. Обогащение калиевых руд химическим методом
2. Обогащение калиевых руд специальными методами.
3. Схемы обогащения калийных руд

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Химический метод

Химический метод переработки калийных солей, впервые освоенный в немецкой калийной промышленности (1861 г.), до настоящего времени широко применяется на калийных предприятиях различных стран.

Этот метод основан на повышении растворимости хлористого калия в воде по мере увеличения температуры (при 0 °С - 21,2 %; при 50 °С - 30,1 %; при 100 °С - 35,9 %) при практически не изменяющейся растворимости хлористого натрия (26,3–28,2 %). В процессе обработки сильвинита оборотным маточным раствором при температуре, близкой к 100 °С, в раствор переводится главным образом хлористый калий, большая часть хлористого натрия в раствор не переходит. При охлаждении полученного горячего раствора хлористый калий выпадает в осадок, который отделяется от жидкой фазы и направляется на сушку. Маточный раствор разбавляется водой и возвращается на растворение. Хлористый калий, полученный из сильвинита химическим методом на новых заводах, содержит около 96–97 % КСl и 3–4 % NaCl. Промывкой продукта водой на центрифуге удастся получить хлористый калий с содержанием 97–98 % КСl.

Для сильвинито-карналлитовых руд может применяться «холодное разложение карналлита». При обработке небольшим количеством воды карналлит разлагается на твердый хлористый калий и раствор, содержащий преимущественно хлористый магний. Последний переходит в жидкую фазу, в то время как хлориды калия и натрия остаются в осадке, образуя своего рода искусственный сильвинит, перерабатываемый в хлористый калий одним из методов обогащения. После холодного разложения щелок делится на 2 части, одна из которых разбавляется водой и возвращается в процесс, а вторая используется для получения хлористого магния или направляется в сброс.

Лангбейнитовую руду обрабатывают холодной водой. Так как NaCl при этом растворяется во много раз быстрее, чем лангбейнит и кизерит, то он

переходит в раствор, отделяясь от нерастворимого остатка, который после сушки является готовым удобрением.

Для повышения эффективности химического метода обогащения применяют обработку ультразвуком. Применение импульсного ультразвука [46] в 4 –5 раз увеличивает скорость растворения сильвинита, в 2 раза – скорость выщелачивания KCl при химическом обогащении калийных руд.

В работе [46] рассмотрено применение метода растворения и кристаллизации для переработки обогащенного по хлористому калию продукта. Это позволит снизить энергетические затраты, уменьшить фронт сгущения шламов и обезвоживания галитового отвала.

Радиометрическая сепарация

Вовлечение в переработку во все больших масштабах бедных по содержанию калийных руд и зачастую труднообогатимых предопределяет необходимость широкого применения предварительного обогащения, в частности, радиометрических методов обогащения.

Крупнокусковая сепарация этих руд позволяет решать следующие технологические задачи:

- выделение отвальных хвостов;
- деление руды на технологические типы;
- удаление вредных примесей перед последующей переработкой.

Вещественный состав калийных руд позволяет эффективно обогащать их с применением рентгенолюминесцентного и фотометрического методов (например, Верхнекамское месторождение).

К числу основных трудностей, встречающихся при переработке сильвинитовых руд, относится повышенное содержание нерастворимого остатка, представленного глинами, снижение содержания ценного компонента. Важной задачей является организация складирования отходов калийного производства (шламов, галита) с целью охраны окружающей среды. Предварительная концентрация бедной сильвинитовой руды рентгенолюминесцентной сепарацией позволяет [47] резко повысить в ней содержание основного компонента – K_2O . Сильвинитовый продукт представляет собой высококачественное сырье с низким содержанием нерастворимого остатка. Галитовый продукт может быть использован для производства технической соли или направлен в хвосты. Свыше 70 % от сепарируемых классов крупнокусковых хвостов может быть использовано для закладки горных выработок.

Исследования обогатимости сильвиновых руд Верхнекамского и Старобинского месторождений фотометрическим методом показали [47] возможность выделения из рядовой руды в крупнокусковом виде (+5 мм) до 40 % (55 % от продукта, отправляемого на сортировку) галитовых отходов с содержанием хлористого калия от 3 до 10 %. При этом в хвосты извлекается до 80 % нерастворимого остатка, а содержание хлористого калия в обогащенном продукте повышается до 40 %.

При использовании двух- и трехоперационной сортировки возможно выделение хлористого калия до 85 % и светлой разновидности каменной соли с содержанием хлористого натрия до 96 %.

Применение предварительного обогащения сильвинитовых руд методом фотометрической сортировки позволяет:

- увеличить балансовые запасы сильвинитов за счет вовлечения в переработку сырья с низким содержанием хлористого калия;
- увеличить мощность рудников за счет применения более производительной, но менее селективной добычной техники и технологии;
- повысить стабильность качества руды;
- организовать первичное обогащение непосредственно на руднике;
- повысить технологические показатели вторичного (последующего) обогащения за счет стабильности качества поступающего на него сырья;
- повысить комплексность использования сырья за счет выделения светлой разновидности галита;
- уменьшить вредное влияние отходов на окружающую среду за счет частичного складирования их в крупнокусковом виде и использовании галита.

Декрипитация (термический метод)

Декрипитация – это способность галитовых кусков растрескиваться при нагревании. Она была использована для разработки термического метода обогащения калийных руд.

Природные калийные соли (сильвинитовые руды), как было показано ранее, представлены чередованием сильвинитовых и галитовых пластов мощностью от нескольких сантиметров до 1 м и прослоями глинисто-карбонатной породы. Полезный минерал преимущественно сосредоточен в сильвинитовых пластах и прослоях.

Естественно, что при таком строении сильвинитовых пород извлечение полезного минерала путем тонкого измельчения всей руды и последующего его выделения одним из применяемых в настоящее время методов не будет наиболее эффективным. С технологической точки зрения было бы

целесообразным сосредоточить полезный минерал в одном из классов крупности путем селективного разрушения или дробления отдельных пластов или прослоек, содержащих один какой-либо минерал.

Эффективность применяемых в настоящее время мокрых методов обогащения сильвинитовых руд во многом зависит от содержания полезного вещества в исходной руде и особенно примесей глинистого и карбонатного вещества. Выделение сильвинитовых прослоев путем селективной добычи из общей солевой массы позволило бы получить руду с содержанием полезного минерала в ней в 2 и более раза выше его общего содержания в разрабатываемом месторождении.

Вторым возможным методом обогащения хлористым калием перерабатываемой руды является селективное разрушение или дробление руды с последующим разделением ее грохочением. При наличии переслаивания сильвинитовых пород важным для технологического процесса является нахождение условий преимущественного разрушения или дробления отдельных полиминералов, содержащихся в разрабатываемых пластах.

Еще ИОНХ АН БССР было установлено, что при нагревании кусков крупнокристаллической руды до температуры 300–600 °С наблюдается явление термического самораздробления природной галитовой породы до моно- и полиминеральных зерен крупностью меньше 5 мм, в то время как богатые хлористым калием сильвинитовые куски изменений гранулометрического состава практически не претерпевают. Последующее сухое грохочение позволяет сконцентрировать в одном из продуктов разделения содержащийся в руде хлористый калий.

Время, необходимое для термического разрушения, зависит от крупности исходной руды и включает время нагревания руды до начала разрушения и время непосредственного разрушения галита. Опыты показали, что разрушение образцов, если они приняли нужную температуру, происходит быстро и длится несколько секунд, в то время как нагрев их требует большего времени (несколько минут). При температурах выше 600 °С время разрушения не зависит от температуры, остается постоянным, тогда как время прогрева зависит от величины последней.

При термическом разрушении галитовых кусков происходит также перераспределение между классами крупности содержащегося в руде нерастворимого остатка. Тонковкрапленный нерастворимый остаток распределяется одинаково между всеми классами крупности, тогда как прослойки нерастворимого остатка попадают в крупные классы. Использование более крупной галитовой породы позволяет при низких температурах осуществить более полно их термическое разрушение.

При небольшой мощности сильвинитовых прослоек порядка 10 мм последние при термической обработке переходят в крупные классы с невысоким содержанием хлористого калия. В образцах с более мощными сильвинитовыми прослойками содержание хлористого калия в крупных классах значительно повышается.

Опыты по термическому разрушению сильвинитовых пород показали, что строение оказывает существенное влияние на степень разрушения. Тонковкрапленный сильвинит с высоким содержанием хлористого калия практически не разрушается. Сильвинит, вкрапленный в галит в виде отдельных редких зерен, при термической обработке породы разрушается и попадает в мелкий класс. Значительное содержание в галите примесей карбонатно-глинистого вещества препятствует разрушению галитовой породы.

После нагревания сильвинитовой руды Верхнекамского месторождения при температуре 450 °С во вращающейся барабанной печи содержание КСl в крупном классе (> 50 мм) увеличивается по сравнению с исходной рудой в 2 раза при извлечении КСl в этот класс более 70%.

В мелких классах (< 30 мм) содержание КСl уменьшается до 5–6 % при извлечении 8 %. Увеличение температуры до 550 °С ведет к повышению содержания КСl в крупном классе (> 50 мм) до 57,34 % без ухудшения качества мелких классов. Использование для термической обработки руды крупнее 200 мм приводит к уменьшению количества КСl в классе > 50 мм до 50 % при одновременном снижении его содержания в мелких классах (2 мм) до 4,4 %, следовательно, извлечение КСl в крупные классы при этом возрастает. Извлечение хлористого калия в крупный класс в зависимости от температуры и времени прогрева колеблется в пределах 80–88 %.

Особенно перспективным этот метод представляется в сочетании с электростатическим методом обогащения сильвинитовых руд, требующим для успешной сепарации предварительного нагрева руды.

Гравитация

Возможность эффективного обогащения калийных руд гравитационными методами обуславливается двумя факторами: различием удельного веса галита (2,12–2,14 г/см³) и сильвина (1,98–2,0 г/см³) и относительно крупной вкрапленностью последнего, что позволяет достичь достаточно полного раскрытия сростков при крупном измельчении руды. Небольшая разница в удельных весах предопределяет необходимость применения обогащения в тяжелых суспензиях.

В работе [46] предлагается проводить многоступенчатое разделение в тяжелых стабильных органических жидкостях продуктов, содержащих калийные соли. В качестве таких жидкостей применяются смеси тетрабромэтана и жидких углеводородов (легкий и тяжелый бензин, керосин, газойль, толуол, бензол, декалин, тетралин, метанол, хлороформ, четыреххлористый углеводород).

Некоторые калийные руды при дроблении до 30–50 мм могут быть разделены в тяжелых суспензиях с выводом около 40 % породы из последующего процесса обогащения. Перспективным в ряде случаев является обогащение руд, измельченных до 1–5 мм, в гидроциклонах при применении магнетитовой суспензии в насыщенном водном растворе солей, позволяющих отделить сильвин (плотность 1,98), лангбейнит и полигалит (плотность 2,8) от галита (плотность 2,14).

Опыты Х.М. Александровича, М.М. Павлюченко и др. по разделению проб калийной руды Старобинского месторождения показали принципиальную возможность ее обогащения в тяжелых суспензиях.

Разделение этой руды, дробленной до 5–0 мм, в магнетитовой суспензии в гидроциклонах показало возможность выделения около 30 % отвальных хвостов, содержащих около 2 % KCl и концентрата, содержащего 86 % KCl, а также промпродукта. Промпродукт и класс –0,5+0 мм могут дообогащаться флотацией.

Таким образом, применение комбинированной гравитационно-флотационной схемы может дать существенный технико-экономический эффект. На отечественных фабриках гравитационное обогащение пока не применяется. Но в мировой практике есть промышленные установки для обогащения сильвинитовых руд. Так, например, во Франции обогащению руд Эльзасского месторождения в тяжелых суспензиях подвергают класс крупностью от 30 до 4 мм, а фракцию меньше 4 мм и промпродукт обогащают флотацией. Тяжелая суспензия имеет плотность 2,2 г/см³. В Канаде руды месторождения Саскачевань дробятся в 1–2 стадии и обогащаются в тяжелых суспензиях с использованием магнетита [46].

Обогащение в тяжелых средах крупнодробленых руд может оказаться целесообразным в сочетании с другими методами обогащения.

В тех случаях, когда вскрытие минералов руды происходит при крупном измельчении, целесообразно применение флотогравитации.

Например, для отдельных типов руд на Березниковском комбинате установлена возможность вскрытия минералов при измельчении до 2–3 мм и эффективность применения флотогравитации.

Электрическая сепарация

Поскольку калийные соли добываются сухими, а их обычное обогащение осложняется необходимостью ведения процесса в насыщенных растворах, то значительную перспективность имеют сухие методы обогащения и в том числе электрическая сепарация. В Советском Союзе этот процесс применительно к калийным рудам детально изучался А.А. Смирновым [46].

В зарубежной литературе также имеются сообщения о возможности электросепарации калийных руд.

Развитие электрических методов в применении к калийным рудам идет в двух направлениях. Первый путь – зарядка частиц при трении друг о друга в условиях определенного режима термообработки (нагревания и охлаждения смеси в оптимальном диапазоне температур) и последующее разделение смеси в электрическом поле постоянного напряжения при свободном падении частиц. Второй путь – метод короннобарабанной сепарации, при которой смесь подвергается предварительной обработке поверхностно-активными веществами, обеспечивающими значительную разницу в электропроводности частиц минералов с последующим разделением на коронном сепараторе. Имеющиеся сообщения свидетельствуют о наличии ряда вариантов этих методов.

Для обогащения калийных руд (сильвинита, лангбейнита) первым путем их измельчают и нагревают до температуры 300–700 °С. Заряженный и охлажденный до 39–218 °С материал пропускают через электростатическое поле высокого напряжения. Оптимальное разделение достигается при 65–120 °С.

Руда также может заряжаться на вибрационном желобе, который сообщает различные электростатические заряды частицам галита и сильвина.

Образование заряда возможно путем соприкосновения с электропроводящими электродами, ионизированными газами или свободными зарядами. На частицах солей образование заряда возможно при их контактном трении. Для этого необходимо наличие хотя бы двух различных частиц. По правилу Козна, частицы с большой диэлектрической постоянной ($\text{NaCl} \approx 6,0$) заряжаются положительно, с меньшей ($\text{KCl} \approx 4,8$) – отрицательно.

Показано, что оптимальный контактный заряд образуется при столкновении частиц при их встряхивании [46]. При этом большое влияние на величину заряда оказывает природа подкладки, на которой производится встряхивание образцов. При зарядке частиц NaCl на подкладке из KCl или наоборот оказалось, что частицы NaCl и KCl получают одинаковые заряды, однако величина их зависит от температуры нагревания. Такое же положение

наблюдалось и с другими галогенидами. Однако при совместном встряхивании частиц NaCl и KCl, например на подкладке из NaCl, они приобретают противоположные заряды и поэтому могут быть разделены. Разделение их зависит от подкладки, на которой происходит встряхивание. Например, оно не достигается при встряхивании на слюде. Большое влияние на величину зарядов оказывает влага.

Крупный класс обогащается лучше. Целесообразность отдельного обогащения классов крупности обуславливается различием оптимальных условий их сепарации. При этом отмечено большое влияние не только температуры нагрева руды, но и влажности воздуха.

С повышением влажности воздуха результаты сепарации ухудшаются (при влажности 60 % разделение сильвина и галита практически не происходит).

Опыты сепарации сильвинитовой руды Соликамского месторождения (класса $-1+0$ мм), содержащей около 40 % KCl, позволили получить концентрат с содержанием 80–85% KCl при извлечении его 86 % или с содержанием 90 % KCl при извлечении его 75–77 %.

Применяемые в настоящее время поверхностно-активные вещества для предварительной обработки частиц существенно увеличивают возможности зарядки солевых частиц при более низкотемпературном режиме их нагрева.

В качестве реагентов при сепарации солей возможно применение многих органических анионно-активных веществ и поливалентных органических соединений. Первые благодаря отщеплению катионов металлов или водорода образуют отрицательно заряженные радикалы. Они должны содержать не менее шести атомов углерода и большое число функциональных групп. К таким веществам относятся карбоксиметилцеллюлоза, декстрин, пирогаллол и др. К поливалентным электролитам относятся нафтенческие кислоты, смесь жирных кислот C_4-C_9 , сульфированные амины жирных кислот, фталевая кислота и др.

Органические реагенты при расходе 50–150 г/т, избирательно закрепляясь на поверхности частиц различных минералов, резко понижают электропроводность, увеличивая тем самым разницу в зарядах разделяемых частиц.

При электростатическом обогащении сильвинитовой руды Верхнекамского месторождения реагенты добавлялись в сухом виде перед нагревательным барабаном. Из руды, содержащей 26,4 % KCl, получен концентрат с содержанием 94 % KCl при извлечении 89,4 %.

Сильвинитовые руды, содержащие глинистые шламы, требуют предварительной их промывки органическими веществами. Это значительно осложняет технологию и существенно повышает стоимость готового продукта.

Полупромышленные установки действуют в США на Карлсбадском месторождении и в Западной Германии.

Схемы обогащения и фабрики

В зависимости от характера руд схемы обогащения калийных руд имеют свои особенности (рис. 10.1- 10.3).

Основные обогатительные фабрики СНГ, перерабатывающие калийные руды, расположены на Урале, в Беларуси и Прикарпатье.

Фабрики ПО «Уралкалий»

В его состав входят пять действующих рудоуправлений: Первое и Второе Соликамские, Первое, Второе и Третье Березниковские, а также Ново-Соликамский и Четвертый Березниковский заводы.

Фабрика Первого Березниковского рудоуправления построена в две очереди. Первая очередь, введенная в эксплуатацию в 1954 г., имеет флотационное отделение и отделение растворения-кристаллизации. Вторая очередь – чисто флотационная.

Фабрика Второго Березниковского рудоуправления введена в эксплуатацию в 1969 г. и перерабатывает более труднообогатимые руды, содержащие до 7% глинисто-карбонатных шламов. Содержание сильвина составляет 30–32 %, галита 61–64 %.

Фабрики ПО «Белорускалий»

В его состав входят Первое, Второе и Третье рудоуправления, перерабатывающие руды Старобинского месторождения.

В рудах содержится около 22–27 % хлористого калия и 3–6 % нерастворимого остатка. Схемы всех трех фабрик сходны.

Фабрика Стебнековского ПО

Фабрика перерабатывает каинито-лангбейнитовые руды сложного состава с очень большим содержанием нерастворимого остатка (до 16 %).

Содержание K_2O в руде колеблется в пределах 8,5–10 % . Фабрика выпускает калий-магнеевый концентрат, содержащий 17,5–19 % K_2O .

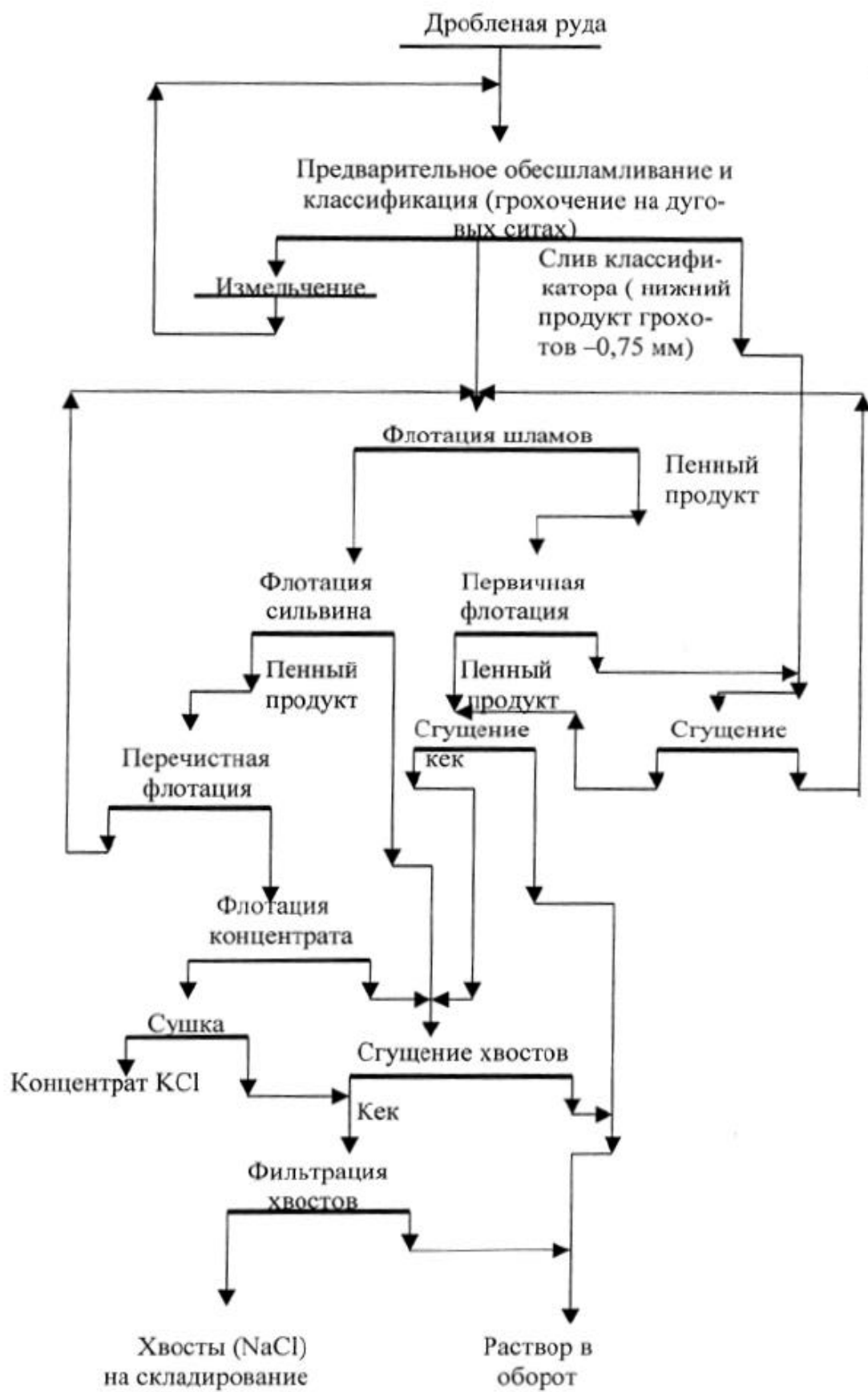


Рис. 10.1. Схема обогащения сильвинитовой руды

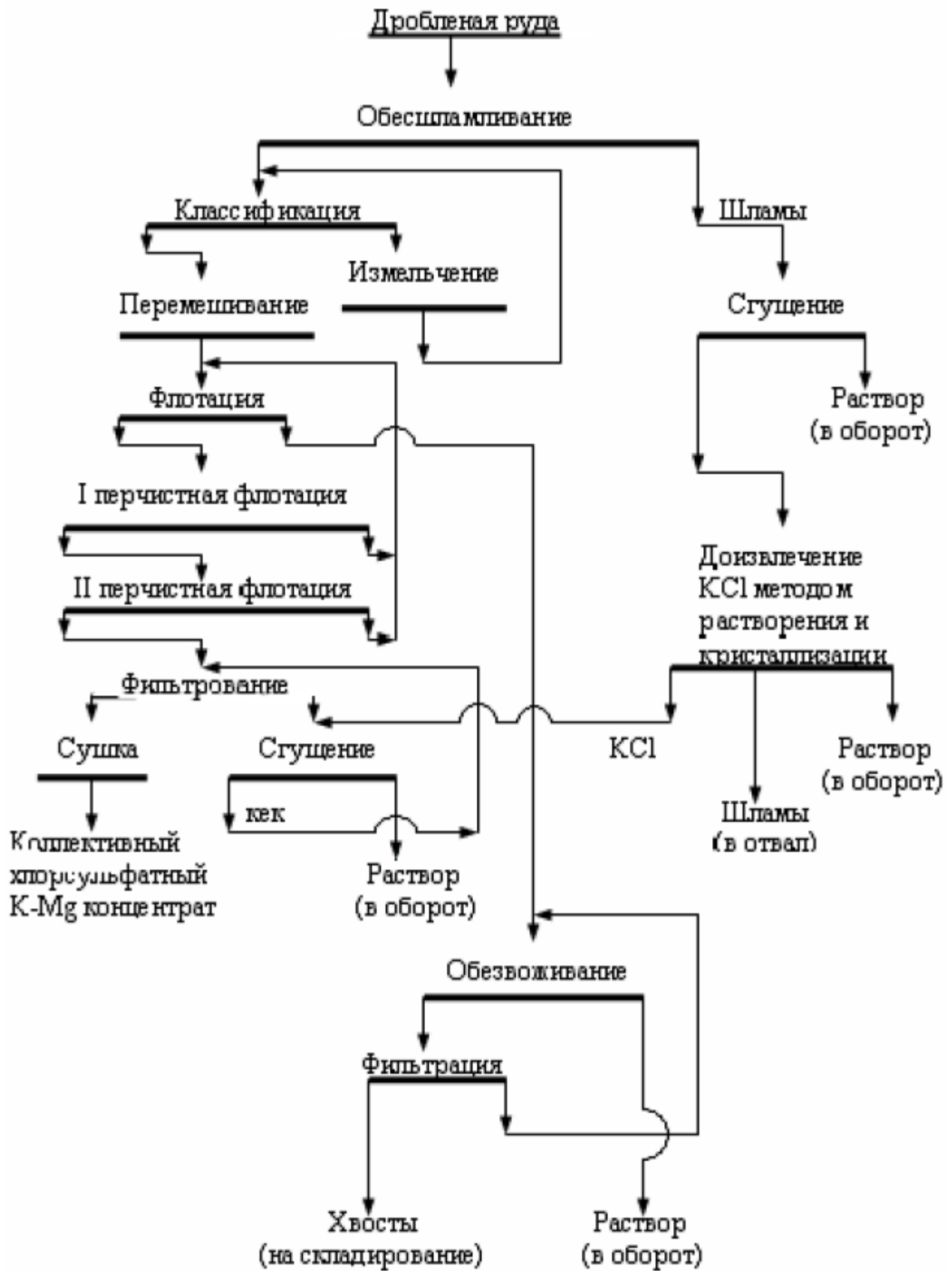


Рис. 10.2. Схема обогащения каинито-лангбейнитовой руды

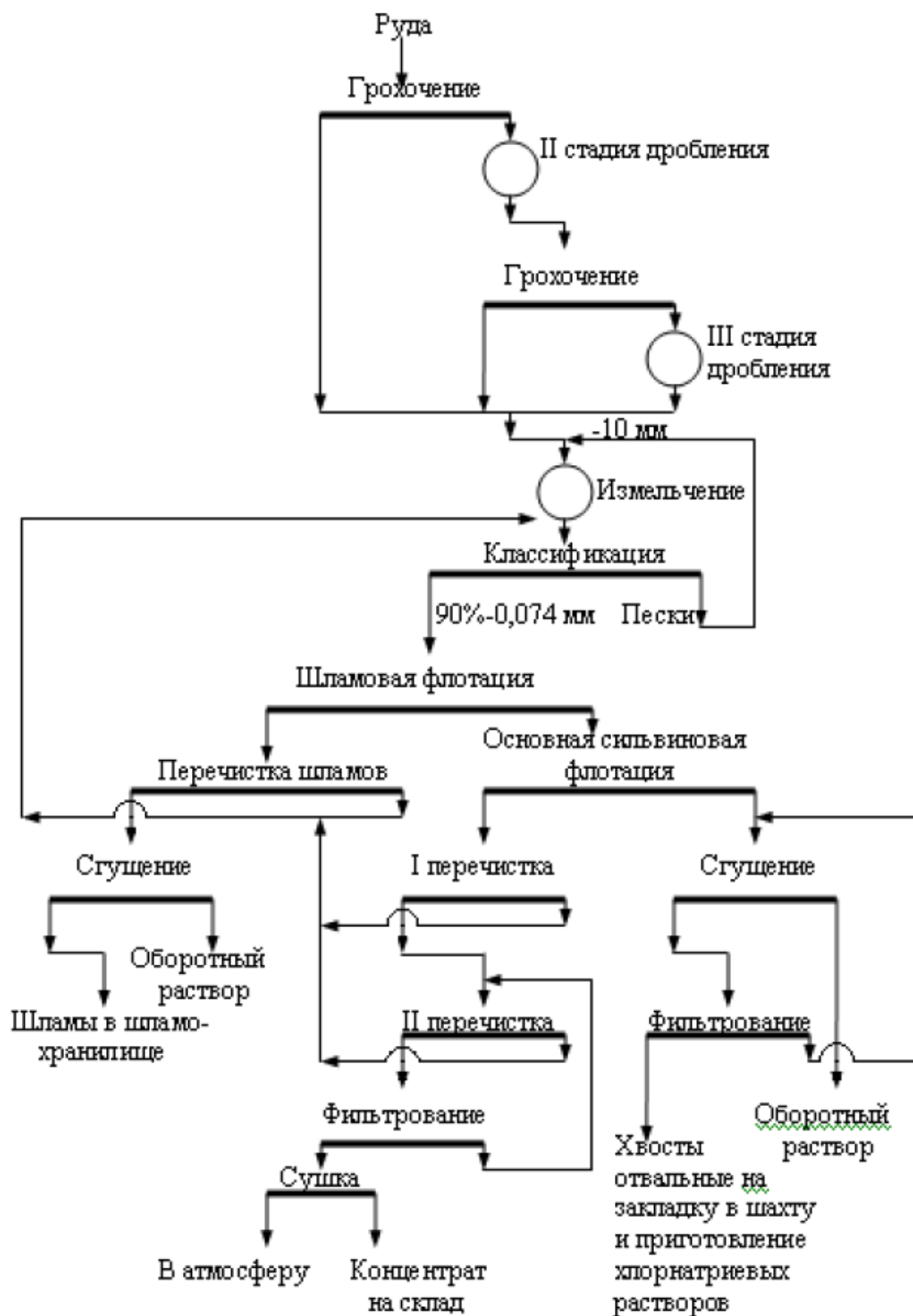


Рис. 10.3. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды на фабрике Первого Березниковского рудоуправления

Фабрика «Теодор» (Франция)

Руда фабрики «Теодор» содержит 30 % хлористого калия, 60 % галита и 10 % нерастворимого остатка. Фабрика работает с 1961 г. и имеет производительность 300 т/ч. Флотация ведется с использованием 60 г/т крахмала, 50 г/т амина и 25 г/т соснового масла. Конечный концентрат содержит 95–95,5 % KCl.

Вопросы охраны окружающей среды

В течение последних 20 лет на базе месторождений калийных солей создана крупная промышленность калийных удобрений. Несмотря на небольшой срок, общее количество отходов этого производства к настоящему времени значительное: только на ПО «Белорускалий» накоплено большое количество отходов, представленных растворимыми в воде солями, наличие которых создает ряд трудностей в защите окружающей среды.

Большое количество отходов в калийной промышленности обусловлено спецификой этой отрасли промышленности, базирующейся на переработке сильвинитовых руд с невысоким содержанием KCl (22–30 %) и повышенным содержанием нерастворимого остатка. При флотационном обогащении сильвинитовой руды 70–75 % ее уходит в отвалы, причем по существующим технологическим схемам предусматривается отделение глинистых примесей от солевых минералов. В результате получают два вида отходов: галитовые, на 90–94 % представленные хлористым натрием, и глинисто-солевые – полидисперсные системы сложного минералогического состава.

В настоящее время у нас отходы калийных предприятий, в том числе и ПО «Белорускалий», практически не используются и хранятся на поверхности земли в отвалах и земельных емкостях – шламохранилищах, занимая большие площади сельскохозяйственных угодий. Складирование отходов может привести к засолению подземных вод, водоемов, земельных угодий, что вызовет нарушение экологического равновесия в районах производства калийных удобрений.

Основной причиной загрязнения окружающей территории является проникновение солевых растворов в почву и водные источники. Поэтому первоочередной задачей было создание надежных рассолонепроницаемых экранов под основанием солехранилищ.

С целью уменьшения фильтрации солевых растворов в почву были предложены различные способы защиты окружающей территории от засоления

и применением различных водо- и солонепроницаемых экранов. На ПО «Белорускалий» практическое осуществление нашли противофильтрационные экраны на основе полимерных пленочных материалов. Однако рассолонепроницаемые экраны почти полностью решают проблему защиты среды от засоления только в условиях аридного климата. Складирование отходов производства на открытой поверхности сопровождается интенсивным их растворением при выпадении атмосферных осадков на солеотвалы и шламохранилища. Калийные предприятия СНГ расположены в климатических зонах с повышенным количеством осадков, поэтому при выборе путей охраны природы в первую очередь следует учитывать количество рассолов, образующихся под действием этих осадков.

Растворяющее действие атмосферных осадков ведет к накоплению значительного количества избыточных растворов, содержание солей в которых может достигать 280–310 г/л. В среднем за год под действием атмосферных осадков с 1 га солеотвалов выделяется 5700 м³ высокоминерализованных рассолов, содержащих в пересчете на твердое вещество 1940 т солей. Высокая гигроскопичность галитовых отходов, значительная пористость и каверность верхних слоев солеотвалов благоприятствуют развитию в них конденсации водяных паров, что усиливает процесс водной эрозии поверхности солеотвалов, количество рассолов будет увеличиваться в арифметической прогрессии и через 20 лет достигнет 10,5 млн. м³.

Предотвратить бурное нарастание избыточных солевых растворов при производстве калийных удобрений можно несколькими путями. Одним из них является захоронение, особенно уже накопившихся рассолов, в глубокие поглощающие горизонты. Этот путь, несомненно, представляющий практический интерес, является дорогостоящим и требует глубокой очистки закачиваемых рассолов от глинистых примесей.

Полностью предотвратить накопление рассолов можно при исключении растворения отходов атмосферными осадками. Это может быть достигнуто складированием отходов в отработанном шахтном пространстве, созданием на поверхности терриконов защитных покрытий, предохраняющих их от водной и ветровой эрозии, а также утилизацией отходов в различных отраслях народного хозяйства.

Захоронение отходов калийных предприятий в отработанное шахтное пространство в силу ряда причин, связанных с геологическим строением Старобинского калийного месторождения и большой просадкой охранных целиков с отсутствием отработанной технологии закладки, в ближайшем будущем не получит широкого практического осуществления. В этой связи перспективным, экономически оправданным является расширение

использования метода селективной добычи калийной руды, при применении которого одновременно повышается содержание KCl в добываемой руде и оставляется под землей значительная часть пустой породы.

Один из надежных и относительно дешевых путей устранения избыточных солевых растворов на поверхности – это разработка для солеотвалов и шламохранилищ надежных и долговечных, соле- и водонепроницаемых, атмосферостойких защитных покрытий. Применение их для изоляции поверхности отработанных шламохранилищ от воздействия атмосферных осадков позволит рекультивировать и вернуть под сельскохозяйственное производство значительную часть занятых пахотных земель. Однако как захоронение солевых отходов в выработанное пространство, так и изоляция отработанных соле- и шламохранилищ от воздействия атмосферных осадков связаны с большими эксплуатационными и капитальными затратами.

Целесообразнее использовать отходы для получения пролонгированных удобрений, кормовой соли и глинопорошков для бурения.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №21

Тема: Технология обогащения фосфоритовых руд

План:

1. Характеристика руд и месторождение фосфорита
2. Соединения фосфора и их значения в сельском хозяйстве.
3. Области применения фосфорита
4. Классификация руды и минералов фосфорита.
5. Технические требования к качеству сырья и концентратам фосфорита

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Фосфориты представляют собой осадочную горную породу, состоящую из различных минералов (кварца, глауконита, кальцита, доломита и др.) и фосфата. Фосфатное вещество фосфорита состоит из высокодисперсного фторапатита или минералов, близких к нему. Встречающиеся незначительные колебания параметров апатитовой решетки фосфатного вещества фосфоритов, показателей преломления, удельных весов и других свойств зависят, вероятно, от тех или иных изоморфных замещений в решетке апатита.

Фосфатное вещество фосфоритов чаще всего встречается в виде так называемой аморфной разновидности и в значительно меньшей степени в виде окристаллизованной. У аморфного или коллоидного фосфата при микроскопическом исследовании шлифов поляризация не заметна или выражена очень слабо (кристаллики меньше одного микрона). Кроме фосфатов, в фосфоритах присутствует кварц, халцедон, кальцит, доломит, глауконит и другие минералы, а также органическое вещество.

Окраска фосфоритов неопределенная. Встречаются фосфориты желтоватые с коричневым оттенком, бурые с зеленоватым оттенком и серые разнообразных оттенков – светлых и темных. Цвет фосфоритов в основном зависит от сопутствующих примесей: органическое вещество придает им темный цвет, железо окисное – бурый тон, железо закисное – зеленоватый цвет, примесь марганца вызывает черную окраску (особенно на поверхности фосфорита), примесь глауконита – зеленоватый оттенок и т.д.

Удельный вес фосфоритов равен 2,8–3,0 г/см³. Твердость по шкале Мооса составляет от 2 до 4.

Фосфор входит в состав целого ряда других минералов. Большинство из них, однако, встречается в природе очень редко и не имеет поэтому промышленного значения.

По данным Г.Берга, относительное распространение разных фосфатов в земной коре (в %) следующее: апатит и фосфорит – 95; амблигонит, вивианит – 3; монацит – 1; вавеллит, варисцит, пироморфит, краурит, триплит – 0,5; остальные фосфаты – 0,5.

Характеристика руд и месторождений фосфоритов

Фосфориты – это породы экзогенного происхождения, связанные с геологическими процессами, протекающими в поверхностных частях земли, которые в данном случае приурочены, главным образом, к морским отложениям.

Встречаются также месторождения, обязанные своим происхождением вторичным процессам, протекающим в континентальных условиях. Наконец, известны фосфоритные залежи, в которых под влиянием высокой температуры и давления все минералы, в том числе и фосфатные, претерпели глубокие изменения. Это так называемые метаморфизованные месторождения.

Классификация фосфоритных месторождений, предложенная Б.М. Гиммельфарбом, охватывает основные наиболее типичные месторождения фосфоритов.

Классификация делит фосфоритовые месторождения на три типа: два основных типа месторождений осадочных фосфоритов – платформенные и геосинклинальные и третий тип – месторождения метаморфогенных фосфоритов.

Каждый из первых двух типов месторождений подразделяется по крупности фосфоритоносных компонентов на три подтипа: месторождения желваковых, зернистых и ракушечных, пластовых (микрозернистых) фосфоритов.

Месторождения желваковых фосфоритов представляют собой горную породу, в которой находятся, с различной степенью концентрации, отдельные конкреции (желваки) фосфоритов. Вмещающей породой служат песок, глина, мел, известняк, фосфоритная плита, фосфоритный конгломерат и др. Желваки имеют неправильную форму, обычно неровную, бугристую поверхность темно-серого или бурого цвета. Они бывают разного размера: от 0,5 до 35 см, но чаще всего встречаются довольно крупные – до 5–10 см.

Желваки состоят из различных нефосфатных минералов (кварца, глинистых минералов, глауконита и др.), сцементированных фосфатным веществом в плотную конкрецию. В ряде случаев отдельные желваки скрепляются обычно фосфатно-карбонатным, иногда железистым цементом в один сплошной слой, называемый фосфоритной плитой. Мощность

продуктивных фосфоритоносных слоев обычно составляет 0,25–0,75 м, редко превышает 1,0 м.

В зависимости от состава и размера минеральных компонентов выделяются следующие литологические разности фосфоритных желваков.

Сферолитовые желваки, отличающиеся кристаллической структурой и состоящие почти целиком из радиально-лучистого фосфата. Вследствие незначительных примесей посторонних минералов желваки отличаются высоким качеством и содержат до 35 % и более P_2O_5 (Подольские месторождения).

Глинистые, характеризующиеся весьма мелкими размерами минеральных компонентов (около 0,05 мм) и преобладанием фосфатной массы над другими минеральными компонентами. Содержание P_2O_5 в желваках равно 24–29 %, SiO_2 – 10–15 % и менее (месторождения Вятско Камское, Чувашское, нижние горизонты Егорьевского и др.).

Глауконитовые, отличающиеся большим количеством глауконитовых зерен, что обуславливает наличие в этих фосфоритах большого количества полуторных окислов (4–12 % $Fe_2O_3 + Al_2O_3$). Содержание P_2O_5 в желваках обычно равно 18–24 % (верхние горизонты Егорьевского месторождения и др.).

Песчанистые желваки характеризуются обилием нефосфатных минералов, часто преобладающих над фосфатным цементом и представленных обычно терригенным кварцем, зерна которого гораздо крупнее, чем у других разновидностей (в среднем – 0,3 мм). Содержание P_2O_5 в желваках равно 12–18 %; SiO_2 – 30–50 % (месторождения Щигровское, Трухачевское и другие в Курской области, Полпинское в Брянской области, Слободско-Которецкое и другие в Калужской области, Сожское в Смоленской области, месторождения Актюбинской области и др.).

Месторождения зернистых и ракушечных фосфоритов. Зернистые фосфориты представляют собой породу, содержащую те или иные количества мелких, различимых простым глазом зерен фосфорита (0,5–0,7; реже 1,0–1,2 мм), сцементированных глинисто-железистым или карбонатным цементом. Зерна фосфорита имеют темно-коричневый цвет различных оттенков. В зависимости от количества и характера цемента порода может быть или фосфоритным песчаником, или фосфатизированным известняком, или мелом и пр.

Иногда цементация в ней очень слабо выражена или отсутствует, в этом случае порода представляет собой фосфоритный песок. Мощность пластов обычно колеблется от нескольких десятков сантиметров до 1–2 м (Каратагское месторождение в Таджикистане).

Ракушечные фосфориты представляют собой слои песчано алевритовых пород, вмещающих фосфатизированные ракушки. По своему генезису это органогенные фосфориты. Раковины встречаются преимущественно в виде обломков. Размер целых раковин обычно не превышает 10 мм в поперечнике, а обломки их так же, как и зерна обломочного материала вмещающей песчаной породы, – от 0,1 до 1,0 мм. Цвет раковин различен: черный, коричневый, серый различных оттенков до почти белого. Мощность продуктивных слоев ракушечных фосфоритов составляет 0,5–4,0 м (месторождения в Эстонии и Ленинградской области).

Пластовые месторождения фосфоритов залегают в виде мощных пластов сплошной породы, в которой невооруженным глазом нельзя различить фосфатные и нефосфатные минералы. Порода целиком фосфатизирована. Обычно она состоит из мельчайших (чаще всего от 0,01 до 0,1 мм) оолитов или микроскопических зёрен чистого фосфатного вещества, сцементированных также фосфатно-карбонатным и фосфатнокремнистым веществом. Мощность пластов бывает от десятков сантиметров до 10–15 м. Большая часть месторождений пластовых фосфоритов связана с геосинклиналями. К ним относятся большинство месторождений бассейна Каратау, фосфоритоносные районы в Скалистых горах США и др. К пластовым платформенным месторождениям фосфоритов относятся месторождения в бассейне реки Хопер, месторождения Теннесси, Флориды в США, Египта.

Метаморфогенные фосфориты образуются на контакте осадочных фосфоритов с интрузивными породами. Под влиянием контактового метаморфизма фосфатная порода претерпевает глубокие изменения, происходит перекристаллизация фосфатного вещества до раскристаллизованного апатита. Метаморфизм в основном проявляется среди фосфоритов геосинклинальных отложений (некоторые месторождения бассейна Каратау, в частности эксплуатируемое Чулак-Тау, апатитоносные кварцево-диопсидовые породы Слюдянки в Прибайкалье и др.).

Фосфоритам могут сопутствовать соединения урана, ванадия, циркония и редких земель, которые иногда целесообразно извлекать.

В России фосфориты были открыты академиком В.Севергиным на Урале в 1798 г. В 1932 г. П.Языков нашел фосфориты среди меловых отложений Поволжья. Фосфориты издавна были известны в Брянской, Курской, Воронежской и соседних областях под названием «курский самород», который тогда принимали за железистый песчаник. На протяжении многих столетий его разрабатывали и применяли в качестве строительного камня для кладки фундаментов зданий, для мощения улиц, тротуаров и покрытия шоссе. Еще и

теперь можно видеть этот камень на улицах и тротуарах Курска, Дмитровска и других близлежащих городов.

«Курский самород» был описан в 1787 г. В.Зуевым, а в 1845 г. А.Ходнев химическими анализами доказал, что «курский самород» является фосфоритом. В 1935 г. в горах Каратау (Казахстан), Подолии были открыты огромные залежи фосфоритов.

Технические требования к фосфоритовым рудам и концентратам

При переработке природных фосфоритов важнейшим качественным показателем является содержание в них фосфатного вещества, выраженное в процентах P_2O_5 . В различных фосфоритовых рудах содержание P_2O_5 значительно меняется.

В зависимости от целевого назначения большую роль играет содержание в руде некоторых примесей. Так, наличие в руде полуторных окислов, карбонатов и особенно окиси магнезия оказывает вредное влияние при дальнейшей переработке руды или концентрата.

В некоторых случаях имеет значение процентное содержание двуокиси кремния. Технические требования, приведенные в табл. 9.1, 9.2, относятся к рудам и концентратам.

Известно, что для электровозгонки фосфора имеет значение соотношение в шихте суммы окислов $(SiO_2 + Al_2O_3)/(CaO + MgO)$, называемое модулем кислотности, который должен находиться в пределах 0,8–1,0. Если он ниже, то в шихту добавляют кварцит или другой фосфат с высоким содержанием двуокиси кремния.

Таблица 9.1. Технические требования к фосфоритовым рудам и концентратам

Показатель	Фосфаты, применяемые для производства				
	фосфоритовой муки		суперфосфата		Желтого фосфата
	1-й сорт	2-й сорт	усваемая P_2O_5 18 %	15 %	
Содержание P_2O_5 , %, не менее	25	22	32-33	28-29	23-25
$\frac{\%Mg}{\% P_2O_5} \cdot 100$, не более	Не нормируется		7-8	7-8	Не нормируется
$\frac{\%Fe_2O_3}{\% P_2O_5} \cdot 100$, не более	Не нормируется		8	9	Не нормируется

Содержание Fe ₂ O ₃ , %, не более		Не нормируется			2,5-3
Содержание влаги, %, не более	3	3	3-15	3-15	3
Мелочь меньше 10 мм по весу, %, не более		Не нормируется			5
Остаток на сите 0,18 мм, %, не более	20	20			Не нормируется
Размер наибольших кусков, мм		Не нормируется			50

Таблица 9.2/ Технические требования к фосфоритной муке по ГОСТ 5716-74 (статус: действующий)

Наименование показателя	Норма			
	А	Б	В	С
	ОКП 2183100010	ОКП 2183100020	ОКП 2183100030	ОКП 2183100040
Массовая доля фосфатов в пересчете на P ₂ O ₅ в сухом веществе, %	29±1	26±1	23±1	20±1
Массовая доля воды, %, не более	1,5	1,5	1,5	1,5
Гранулометрический состав, характеризуемый массовой долей класса 0,18 мм на сите с сеткой N 018K (ГОСТ 6613-86), %, не более	10	10	10	10

Примечания: 1. Допускается превышение верхнего предела содержания нормы фосфатов в перерасчете на массовую долю P₂O₅, %.

2. Допускается для фосфоритной муки Чилисайского месторождения массовая доля фосфатов в перерасчете на P₂O₅ в сухом веществе не менее 17 %.

Необходимость поддержания в шихте оптимального соотношения суммы окислов (SiO₂ + Al₂O₃)/(CaO + MgO) вызвана тем, что при этом снижается температура реакции и возрастает ее скорость. Шлаки обладают нормальной вязкостью и не вызывают затруднения при удалении их из печи.

Согласно временным техническим условиям, разработанным на фосфориты Кара-Тау для электротермической переработки на желтый фосфор, они должны удовлетворять требованиям по фосфоркремниевому (ФК) и универсальному комплексному показателю (УКП):

$$\text{ФК} = 4,0 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 + 1,1 \cdot (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) \geq 100$$

$$\text{УКП} = 3,7 \cdot \text{P}_2\text{O}_5 + 1,1 \cdot (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) - 3,5 \cdot (\text{Fe}_2\text{O}_3 - 2,5) \geq 100.$$

Кроме того, вводится показатель – фосфатное число (ФЧ):

$$\text{ФЧ} \geq 18 \text{ \%}.$$

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №22

Тема: Методы обогащения фосфоритовых руд

План:

1. Промывка, классификация и избирательное дробление фосфоритовых руд
2. Аппараты, применяемые в процессе и их принцип работы.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Обогащение фосфоритов

В настоящее время в мировой практике обогащения фосфоритовых руд доминирующими являются три способа: классификация, флотация и обжиг. Все три способа обогащения фосфоритовых руд имеют широкое распространение и в настоящее время нельзя сказать, что какойлибо из них вытесняет другие, все они непрерывно развиваются.

Реже применяются другие методы обогащения (разделение в тяжелых средах, флотогравитация, электростатическая сепарация, магнитная сепарация, химическое обогащение, радиометрические методы). В ряде случаев используются комбинированные способы обогащения.

В фосфоритовых рудах часто пятиокись фосфора распределяется по классам крупности исходной руды неравномерно и концентрируется или в крупных, или в мелких классах. Поэтому первичное обогащение фосфоритов обычно включает промывку, грохочение и классификацию, которые позволяют выделить концентраты различной крупности.

Промывка, классификация и избирательное дробление

Несмотря на кажущуюся простоту и даже примитивность процесса промывки, сделать его достаточно эффективным нелегко по следующей причине.

Во-первых, промывка должна удовлетворять довольно противоречивым требованиям: она должна достаточно полно отделять дисперсный материал от кускового при минимальном истирании последнего. Невыполнение первого требования ведет к ухудшению качества мытого продукта (концентрата), второго – к потерям фосфата с тонкодисперсным материалом. Промывка фосфоритных руд осложняется тем, что поверхность крупных зерен имеет

много впадин, заполненных отмываемым материалом. Извлечение его при трении зерен друг о друга и о детали промывочных аппаратов затруднительно.

Другим фактором, определяющим эффективность отмывки фосфоритовых руд от примесей, является так называемая промывистость руд, зависящая от пластичности и липкости дисперсного материала. Если он представлен глинами, имеющими высокую пластичность (разность влажностей глины при верхнем пределе текучести, когда она растекается по плоскости, и при нижнем пределе текучести, когда глина при давлении рассыпается), то отмывка происходит с трудом. Зернистые глауконитовые пески отмываются легче.

Для промывки фосфоритовых руд применяются в различных сочетаниях аппараты трех типов: *бутары* и *скрубберы*, *корытные мойки* и *классификаторы* (спиральные или в виде промывочных башен). Бутары представляют собой горизонтально расположенные (с небольшим наклоном) вращающиеся барабаны. С одного конца в них подаются руда и вода. Бутары похожи на барабанные грохоты и отличаются от последних наличием приспособлений для более интенсивного механического и гидравлического воздействия на руду. На внутренней поверхности бутар установлены продольные угольники или пластины для лучшего разрыхления руды и увеличения времени ее пребывания в бутаре. Вода подается в барабан под давлением через трубу с насадками. Мелкий материал выходит через перфорированную часть барабана. Расход воды составляет 1–6 м³ на 1 т руды.

Скрубберы отличаются от бутар тем, что их барабаны не имеют отверстий; на торцах находятся стенки с горловинами. Руда подается с одного конца барабана и выходит с другого. Наличие кольцевых бортов обуславливает сохранение в бутаре довольно глубокого слоя пульпы и поэтому руда все время находится в водной среде. В горизонтально установленных скрубберах внутри на стенках находятся дезинтегрирующие и перемешивающие устройства. Они расположены по спирали, что обеспечивает продвижение материала к разгрузочному концу. Вода подается в скруббер под давлением и выходит вместе с рудой. Отделение шламов производится в других аппаратах. Иногда для этой цели на концах скруббера устанавливается короткая коническая или цилиндрическая бутара с перфорированными стенками.

Применяются также лопастные корытные мойки, состоящие из наклонного корыта, по продольной оси которого расположены два вращающихся навстречу друг другу вала с насаженными на них под углом 30–45° лопастями, благодаря чему достигается передвижение материала к верхнему разгрузочному концу корыта с одновременной его дезинтеграцией. Корыто на 2/3 длины заполнено водой. Шламы удаляются через сливной порог.

Лопастные корытные мойки принимают материал не крупнее 75–100 мм и значительно истирают крупные куски.

В последнее время на фосфоритовых установках применяются крупные лопастные корытные мойки.

Для отделения тонких шламов чаще всего применяют обычные спиральные классификаторы. Но встречаются также и мало известные в обогащательной практике гидравлические классифицирующие устройства типа промывочной башни.

Поскольку при промывке руды требуется осуществление оттирки тонких глинистых примесей в щадящих условиях, то применяется несколько последовательных операций. Схема моечного комплекса на Егорьевском руднике приведена на рис. 9.1. Но и при такой трехстадиальной схеме промывки и классификации конечные показатели работы комплекса не вполне удовлетворительны. В объединенном концентрате присутствует 2–5 % класса 0,5 мм с содержанием P_2O_5 8–10 %, что снижает содержание P_2O_5 в мытом продукте до 19–20 %.

В сливе классификатора находится до 7–10 % частиц крупнее 0,5 мм, содержащих 18–19 % P_2O_5 .

По данным практики обогащения фосфоритов различных месторождений [17,46] можно судить о том, что промывка и классификация позволяют выделить из руды готовый концентрат или отвальные хвосты.

Сухая классификация применяется лишь в тех случаях, когда пустая порода содержит не более 2–3 % глины, а содержание влаги в ней составляет не более 3–5 %. Мокрое грохочение, особенно в сочетании с промывкой, всегда эффективнее сухого.

Дезинтеграция и мокрое грохочение фосфоритов Маардуского месторождения с последующим обесшламливанием класса $-5+0$ мм и грохочением класса $-5+0,044$ мм позволили выделить 12,4 % отвальных хвостов и 9,7 % концентрата с содержанием 27 % P_2O_5 при извлечении 43,4 % от хвостов (6,4 % от руды).

Установлена возможность применения для предварительного обогащения фосфоритовых руд с целью удаления тонких классов грохочения либо грохочения с одновременной сухой дезинтеграцией и воздушной классификацией [17].

На большинстве предприятий США основным видом обогащения фосфоритов является промывка руды. Так, на фабрике Mountpleesent после тщательной трехкратной промывки в корытных мойках и барабанном грохоте крупные классы (+4,9 мм) представляют собой готовый продукт. Мелкие классы после отстойников подвергаются промывке в классификаторе и

корытной мойке, а затем дополнительно очищаются в скруббере. Концентрат после промывки содержит 32–34 % P_2O_5 .

В связи с тропическими климатическими условиями, господствующими в Бразилии, минеральное сырье в стране подвергается сильному воздействию атмосферных факторов. Поэтому даже в апатитовых рудах содержится много мелочи и пыли. В связи с этим обогащение осуществляется путем разделения рыхлой аллювиальной руды по крупности промывкой мелочи в механических классификаторах с отделением тонких шламов. Так, из апатитовых руд месторождения Якупиранга после удаления тонких шламов промывкой и последующей магнитной сепарацией отмытых песков получается апатитовый концентрат с содержанием 38 % P_2O_5 и 2,5 % Fe_2O_3 .

В странах Африки для фосфоритовых и апатитовых руд также применяют схемы обогащения, включающие простые методы обогащения (дробление, классификацию, промывку), и только для повышения качества концентратов используют обжиг, флотацию, магнитную сепарацию.

При обогащении иорданских фосфоритов применяют гибкие, легко изменяющиеся схемы, которые в зависимости от типа и физических свойств фосфоритов могут включать дробление, грохочение, промывку, обесшламливание в гидроциклонах, фильтрацию и сушку. Так, если содержание P_2O_5 в руде 32–33 %, то обычно используют только сухое дробление, грохочение с промывкой и сушку.

Развиваются и усложняются схемы и аппараты для промывки руд.

Для удаления глинистых примесей и очистки поверхности фосфатных частиц широко применяются специальные промывочные и оттирочные машины и скрубберы. В схемах предусматривается двух- и трехстадиальное обесшламливание. Промывка применяется не только для удаления глинистых примесей, но и для удаления растворимых солей (например, хлоридов). Исследуются и непрерывно совершенствуются методы сухой классификации. Так, для флоридских руд предложен способ сухого обогащения, основанный на использовании воздуха, движущегося со сверхзвуковыми скоростями.

Применяют обогащение избирательной окаткой [46], основанное, например, на различии между твердостью кварца и фосфатной ракушки.

Окатка обычно производится стальными шарами. Для наибольшей эффективности необходимо сделать следующее:

- исключить ударное и обеспечить истирающее действие шара путем подбора числа оборотов окаточного барабана;
- подобрать вес единичного шара с учетом физических свойств минералогических компонентов окатываемой руды и ее крупности;
- поддерживать отношение объема шаров к объему руды, равное 1.

По этой технологии обогащаются руды месторождения Орон и Махтеш в Израиле и месторождений Сирии. Руда сушится, подвергается селективному дроблению и грохочению. Получаемый готовый продукт содержит от 28 до 32,5 % P_2O_5 в зависимости от качества руды и условий дробления и грохочения.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №23

Тема: Методы обогащения фосфоритовых руд

План:

1. Обогащение фосфоритовых руд гравитационными и радиометрическими методами
2. Электрическая сепарация фосфоритовых руд.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Гравитация

В современной практике обогащения фосфатных руд [46] применяются следующие гравитационные методы: обогащение в суспензиях и на винтовых сепараторах, флотогравитация и «агломерационно-пленочная флотация».

Для желваковых фосфоритов разработана технология обогащения в тяжелых средах, позволяющая из руды с содержанием 17 % P_2O_5 получить концентрат с содержанием 27 % P_2O_5 при извлечении 75,9 %.

Установлена возможность разделения крупных кусков руды Каратау (рис. 9.2). Эта схема позволяет значительно удешевить процесс обогащения. Товарное извлечение фосфора при этом существенно повышается (на 5–10 %), содержание P_2O_5 снижается незначительно (на 0,5%).

ГИГХСом разработана технология доводочного обогащения на обогатительной фабрике ПО «Эстонфосфорит» крупнозернистой фракции –5+1 мм на винтовом сепараторе СВЛЗ-1500, что обеспечило выпуск предприятием более 90 % концентрата, пригодного для химической переработки, и повышение извлечения P_2O_5 на 10 %.

Флотогравитация на спиральных сепараторах впервые стала использоваться в 1948 г. кампанией International Minerals and Chemical Corporation. Фосфатные частицы первоначально перемешиваются в смесительном барабане при 70–75 % твердого с реагентами, кг/т: аммиак 0,25–0,5, жирные кислоты 0,5–1, дизельное топливо 0,5–1, керосин 0,5–1.

Затем при 30 % твердого материал крупностью –0,99+0,701 мм после предварительной аэрации направляется на спирали Humphrey.

Аэрированные агрегированные фосфатные частицы отбрасываются к периферии спирали, а зерна песка остаются на спирали ближе к центру.

Получается концентрат с содержанием 31 % P_2O_5 с извлечением последнего 85 %. Хвосты спиральных сепараторов направляются на флотацию для доизвлечения мелкого фосфата.

Флотогравитационным методом можно выделить большую часть кварца до поступления руды на тонкое измельчение и на флотацию, что сокращает общие затраты на обогащение. Флотогравитация широко используется для обогащения кингисеппских, киншинских и щигровских фосфоритов. Для обогащения руд этим способом использовали концентрационные столы, винтовые сепараторы. В дальнейшем были запатентованы устройства для флотогравитационного обогащения на сите под водой, на ленточных конвейерах с приспособлениями, позволяющими водяным орошением смыть аэрированные флоккулы фосфатных частиц, отделяя их от кварца. Предварительно руда обрабатывается такими реагентами, как кальцинированная сода, сырое талловое масло и топочный мазут. Сода используется как регулятор среды, талловое масло – как собиратель и мазут – как агломерирующий реагент, способствующий флокуляции. Адсорбируясь избирательно в присутствии таллового масла на поверхности фосфата, мазут образует пленку, упрочняя фосфатные флоккулы.

При обогащении кингисеппской руды данным способом получен концентрат с содержанием в среднем 22 % P_2O_5 при извлечении 95–98 %.

Выход хвостов составляет 68–75 % при среднем содержании P_2O_5 в них 0,4 %.

Исследования щигровских фосфоритов показали, что в результате переработки методом флотогравитации текущих отходов обогатительной фабрики общее извлечение можно повысить на 20 %.

Флотогравитация на концентрационных столах до настоящего времени успешно применяется на фабриках Флориды.

Под названием «агломерационно-пленочная флотация» объединяются разнообразные способы и аппараты: от грохочения под слоем воды для отделения флоккул и флотогравитации до применения специально сконструированных неглубоких флотомашин, использующих эффект струйной аэрации, создаваемый струями воды, падающими на поверхность пульпы.

США запатентован аппарат для обогащения крупнозернистого материала под названием Lang Langers, представляющий собой бак трапецеидального сечения, в который сверху подаются питание и вода под давлением. Предварительно пульпа контактируется с реагентами при содержании 75 % твердого. Флотационное разделение осуществляется при 35 % твердого. Всплывающие агрегаты крупных частиц и пузырьков (агломераты) разгружаются с двух сторон и проходят через сужающиеся желоба и делители,

где при течении тонкого слоя пены происходит разделение фосфата и пустой породы. Расход реагентов: таллового масла – 1,8 кг/т, каустика – 0,7 кг/т, дизельного топлива 3,6 кг/т. Содержание P_2O_5 в черновом концентрате составило – 27–30 % при извлечении 90 %.

Радиометрическая сепарация

В настоящее время в практике переработки минерального сырья находят широкое применение радиометрические методы обогащения [47], которые позволяют решить сложные технологические задачи. Этими методами можно обогащать руды, начиная с крупности –260 (300) мм. На стадии крупного и среднего дробления руды представляется возможным выделять отвальные крупнокусковые хвосты, получать готовые концентраты, делить руду на технологические типы, а также усреднять и кондиционировать руды по содержанию компонентов. В арсенале радиометрии имеется более 20 различных по своей физической основе методов (от гамма-излучений до радиоволн), из которых для каждой руды может быть подобран наиболее эффективный. Изучение обогатимости горно-химического сырья показало, что радиометрической сепарацией можно удалить от 20 до 50 % отвального продукта и в 1,3–1,9 раза повысить содержание ценных компонентов, поступающих на обогащение.

В результате исследований рентгенолюминесцентных характеристик полезных и сопутствующих минералов фосфатных руд месторождений Тьесаи, Джанатас и Бурэнхан, показано, что рентгенолюминесцентная сепарация является эффективным средством удаления из фосфатных руд доломитов, содержащих одну из вредных для последующей химической переработки примесей – оксид магния.

Наиболее универсальным и экономичным методом радиометрического обогащения дешевых видов сырья является фотометрическая сепарация. Она основана на различной способности минералов отражать свет, что, как известно, обуславливает цвет и блеск минералов.

Фотометрическая сепарация фосфоритовой руды Белкинского месторождения на фотометрическом сепараторе «Сортекс-711» позволила из проб бедной руды выделить до 40 % фракции, обедненной по полезному компоненту ($P_2O_5 = 1,4–1,8$ %). При этом качество руды повысилось в 1,5 раза при извлечении P_2O_5 82 %. Из пробы рядовой руды выделено 20 % обедненной крупнокусковой фракции, в основном в виде карбонатов. Качество руды повысилось до 10 % при извлечении 90 %, снизилось соотношение P_2O_5 и MgO.

Для обогащения фосфоритовых руд Белкинского месторождения доказана принципиальная возможность применения фотометрического метода. При этом представляется возможным решение нескольких технологических задач: за счет вывода в голову процесса части крупнокусковых карбонатов сократить объем хвостов обжиговой технологии, перевести часть руды из некондиционной по содержанию полезного компонента в кондиционную.

Установлена возможность разделения крупных кусков фосфоритовой руды Каратау фотометрическим методом [46]. Нами проведена фотометрическая сепарация класса (-150+25) мм от исходной руды Обладжанского месторождения на сепараторе «Сортекс-711».

Как видно из данных табл. 9.3, фотометрическая сепарация в совокупности со свойством руды селективного распределения P_2O_5 по классам крупности дает возможность получить высококачественный концентрат, содержащий 36,7 % P_2O_5 при извлечении 77 % при крупности -150 мм.

Дообогащение промпродукта сепарации позволяет повысить извлечение в концентрат.

Применение обжига с последующим гашением для его обогащения позволяет получить из него концентрат с содержанием 35,06 % P_2O_5 при извлечении 93,2 % от операции, в результате чего извлечение в общий концентрат увеличивается на 11,4 % от исходной руды.

Таблица 9.3. Сводные показатели фотометрической сепарации фосфоритов Обладжанского месторождения

Продукт	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение, %
Концентрат -150+25 мм	51,4	36,7	77
Промпродукт -150+25 мм	9,2	23,3	8,8
Хвосты -150+25 мм	8,9	4,9	1,8
Отсев -25+0 мм	30,5	10	12,4
Исходная руда	100	24,5	100

Класс (-25+0) мм может также рассматриваться как резерв для увеличения извлечения P_2O_5 путем переработки его другими методами.

Электрическая сепарация

Электрическая сепарация применяется для классификации, обеспыливания и обогащения многих руд. Для этой цели используют коронные трибоадгезионные и электростатические сепараторы, теория действия которых, в основном разработана советскими учеными (М.Ф. Олофинским и др.). Высокая производительность и простота конструкции выдвигают на первый

план электрические сепараторы со свободным падением (электростатические сепараторы) с предварительной электризацией дисперсного материала.

Фосфоритовые руды многих месторождений состоят в основном из кварца и фосфата. Первый обладает свойствами диэлектрика, второй – полупроводника.

Избирательная статистическая электризация компонентов фосфоритной руды является обязательным условием эффективного разделения минералов. Она может осуществляться нагреванием измельченного материала до определенной температуры и зависит от крупности и формы зерен, чистоты их поверхности и др. Фосфат ракушечного типа чаще состоит из остроугольных пластин, зерна кварца имеют округлую форму.

Этим нарушается стабильность траекторий падения частиц в сепараторах. Отрицательно влияет слипание различно заряженных частиц. Чем крупнее частицы, тем значительнее изменение этой траектории.

Для фосфоритов наиболее распространен метод сепарации в электрическом поле с предварительной зарядкой минералов [12,15]. Кварц, апатит и фосфат так же, как и некоторые другие минералы, получают достаточные для сепарации электростатические заряды при нагревании и последующем охлаждении до определенной температуры сопровождающимся перемешиванием.

До обогащения сростки минералов должны быть раскрыты и самый тонкий материал (в основном глина) – отделен. Особо мелкие частицы проявляют тенденцию покрывать поверхность минералов во время предварительной сушки, что затрудняет электризацию трением.

Для того чтобы заряды, возникающие в результате контакта, были бы достаточными, температура руды должна быть около 60–90 °С, что в промышленной практике может быть достигнуто подачей руды непосредственно из сушилки на сепаратор. Максимальная крупность зерен, поддающихся этому методу обработки, составляет около 0,6–0,7 мм.

В некоторых случаях она достигает 1 мм. Иногда измельченная фосфоритовая руда или черновой фосфоритовый концентрат нагревается до 140–160 °С, охлаждается до 60–100 °С и затем направляется в электростатический сепаратор.

Особый интерес представляют исследования возможности повышения эффективности обогащения фосфоритных руд электростатической сепарацией с обработкой питания сепараторов реагентами. Применяя несколько стадий сепарации с обработкой органическими и неорганическими кислотами питания или грубых концентратов электростатических сепараторов, удалось существенно повысить конечные технологические показатели.

При электростатической сепарации руды месторождения Маарду крупностью 0,8–0 мм, содержащей 11,4 % P_2O_5 , был получен концентрат с 26,7 % P_2O_5 при извлечении 80,2 %. Руда состояла из фосфата (30 %), кварца (65 %), пирита, доломита, глинистых примесей и других минералов (5 %). Фосфат представлял собой в основном обломки раковин брахиопод. Кварц находился в виде округлых зерен размером 0,25–0 мм.

Измельчение руды до крупности 0,3 мм позволило с достаточной полнотой раскрыть зерна минералов. Электростатическая сепарация осуществлялась на трехстадиальном сепараторе. Руда предварительно нагревалась до 160 °С и охлаждалась перед сепарацией до 100 °С. Испытания на опытно-промышленной установке для электростатического обогащения фосфоритов с производительностью 2 т/ч подтвердили показатели обогащения, полученные при лабораторных опытах [46].

На руде Кингисеппского месторождения установлена возможность применения электростатической сепарации для дообогащения флотационного концентрата. Обогащение флотационного концентрата электросепарацией позволяет выделить богатый концентрат, пригодный для химической переработки с получением различных минеральных удобрений, отходы являются кондиционной фосфоритной мукой.

За рубежом с успехом применяют электростатическую сепарацию при обогащении фосфоритных руд.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №24

Тема: Обогащение фосфоритовых руд методом флотации

План:

1. Обогащение фосфоритовых руд методом флотации
2. Схемы обогащения фосфоритовых руд.
3. Процесс обжига фосфоритовых руд

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Флотация

Первый патент на обогащение флотацией был получен в 1925 г. Затем появились сообщения о флотации эстонских фосфоритов и руд Флориды. Позднее флотация стала использоваться при обогащении фосфоритовых руд США, Бразилии, Египта, Африки, Уганды, Израиля, ЮАР, Индии, МНР, Финляндии.

Обогащение флотацией осложняется следующими причинами:

1. Они обладают высокой дисперсностью фосфата, содержащегося в зернах, подлежащих разделению.
2. Часто приходится разделять зерна с большим и меньшим количеством фосфата, обладающие близкими флотационными свойствами.
3. В ряде случаев в руде присутствуют карбонаты кальция и магния, обладающие флотируемостью, близкой к флотируемости фосфоритов.
4. Некоторые руды содержат значительное количество гидроокислов железа и других полуторных окислов, которые не только уменьшают разницу во флотируемости разделяемых частиц, но и, переходя в концентрат, ухудшают его технологические свойства. Кроме того, измельчение руд и присутствие в них глинистых примесей обуславливают получение большого количества тонких шламов, резко ухудшающих флотацию; фосфоритные концентраты не могут быть слишком дорогими, и применяемые при их получении реагенты должны быть дешевыми. По той же причине нежелательно применение сложных схем флотации. В области флотационного обогащения фосфоритовых руд проведено много исследований. Ряд из них представляет непосредственный интерес для флотации многих других несulfидных руд.

Основным вопросом флотации фосфоритных руд является реагентный режим: вид, расход и сочетание применяемых реагентов. В определенных

случаях этот режим тесно связан со схемами флотации и применяемыми флотационными аппаратами.

Для флотации фосфоритов применяют реагенты, обычные для флотации других несulfидных руд. В качестве собирателей используют различные поверхностно-активные вещества с солидофильной полярной группой (т.е. группой, способной взаимодействовать с поверхностью определенных минеральных частиц). Обычно эти вещества являются многокомпонентными техническими продуктами, дешевыми и малодефицитными. Почти всегда данные реагенты применяются в сочетании с малорастворимыми в воде углеводородами («аполярными» собирателями). Поскольку поверхностно-активные собиратели обладают значительными пенообразующими свойствами, реагенты-пенообразователи при флотации фосфоритовых руд не применяют. Здесь, наоборот, актуально не столько увеличение пенообразования, сколько получение высокоминерализованной относительно легко разрушающейся пены.

Ввиду близости флотационных свойств разделяемых минералов, особенно характерной для флотации фосфоритовых руд, приходится применять реагенты-регуляторы. Они необходимы также для снижения отрицательного влияния на флотацию тонкодисперсных шламов.

Эффективными собирателями являются олеиновая кислота, КОС, МДТМ, ТЖК. Большинство испытанных собирателей в меньшей степени (на 20–40 %) флотируют гидрогетит, чем доломит и фосфат. Однако этого недостаточно для селективной флотации. Кроме того, фосфат и доломит этими собирателями флотируются одинаково, за исключением МДТМ, КОС, которые при некоторых расходах эффективнее (на 15–20 %) флотируют доломит, чем фосфат. Несколько селективнее действуют катионные реагенты (ИМ-11 и АНП-14). Они хорошо флотируют фосфат и хуже – доломит и гидрогетит. Извлечение фосфата составило 84–87 %, доломита – 43–47 %, гидрогетита – 13–19 %, но с фосфатом флотируется кварц, который в исследуемом рудном комплексе является основным породообразующим минералом.

Высокие показатели флотации по избирательному извлечению в концентрат полезных минералов связаны для большинства руд с необходимостью вести процесс при определенном, часто довольно узком диапазоне рН пульпы.

Изучению влияния рН среды на флотируемость минералов посвящено много работ. Однако исследователи по-разному оценивают действие водородных и гидроксильных ионов при флотации.

Одни считают, что щелочи могут осаждать катионы, играющие в отдельных случаях активирующую роль, регулировать гидролиз слабых кислот и концентрацию их ионов в растворе. При высоких значениях рН раствора

щелочи могут действовать как депрессоры благодаря уменьшению или предотвращению закрепления собирателя на поверхности минералов. И. Уорк, В.Г. Данилова отмечают, что чем выше рН среды, тем полнее диссоциация олеиновой кислоты и олеата натрия, тем больше концентрация олеатных ионов в пульпе, что благоприятствует закреплению олеиновой кислоты минералами. По достижении определенной концентрации в пульпе гидроксильные ионы вытесняют олеиновую кислоту с поверхности минералов или из внешней обкладки двойного электрического слоя или изменяют этот слой в направлении, неблагоприятном для закрепления ионов собирателя.

Другие указывают на то, что действие щелочной среды при флотации может быть активирующим из-за увеличения пенообразования и депрессирующим за счет закрепления на поверхности минералов ионов OH^- . В исследованиях М.А. Эйгелеса показано, что флюорит, барит и кальцит не депрессируются при флотации их олеиновой кислотой совместно с сосновым маслом даже при $\text{pH} = 12$ и выше.

Отмечается, что ионы H^+ и OH^- для силикатов, алюмосиликатов и гидроокислов являются потенциалопределяющими ионами, приводящими к возникновению определенного электрохимического потенциала двойного слоя.

В отличие от исследователей, связывающих изменение рН раствора лишь с адсорбцией на поверхности минерала ионов H^+ и OH^- , С.И. Полькин показал прямую зависимость между изменением рН раствора и растворением минерала в нем. Предварительное закрепление олеиновой кислоты снижает растворение минералов и менее активно изменяет рН раствора. Нерастворимые минералы не изменяют или крайне мало изменяют рН раствора за счет растворения посторонних включений, содержащихся на их поверхности. Ионы OH^- могут снимать с поверхности минерала олеиновую кислоту тогда как ионы H^+ могут переводить в раствор образовавшиеся на минерале олеаты металла, а затем растворять и сам минерал.

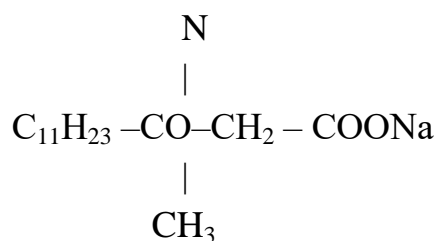
Способность минералов (или различных соединений на их поверхности) частично растворяться в пульпе влияет на изменение ионного состава, на плотность слоя олеиновой кислоты и флотацию минералов, а также изменяет физико-химические свойства поверхности минерала, состав и структуру закрепившихся слоев на ней. Следовательно, действие водородных и гидроксильных ионов во флотационной пульпе многообразно. Его нельзя рассматривать как простое закрепление на поверхности минерала. Закрепляясь на ней, ионы H^+ и OH^- изменяют не только физическую природу, но и химические свойства минерала.

Флотация фосфата ведется в щелочной среде ($\text{pH} = 8-9$), а доломита – в кислой ($\text{pH} = 4,5-6,5$), особенно создаваемой фосфорной кислотой.

Изменение рН пульпы резко изменяет флотуемость кварца олеиновой кислотой и катионными реагентами [46]. Областью наибольшей гидрофобизации поверхности кварца хлористым додециламмонием является рН = 9,5–11. Третичные амины и, в частности, сапамин MS флотуруют кварц в области средних значений рН. Извлечение минерала в кислой области (рН < 5) и в щелочной (рН > 8, а по другим данным рН > 11) падает. Соли гексадецилтриметиламмония и додецилпиридиния флотуруют кварц в нейтральной среде.

По данным ЦНИИчермета, гидрогетит флотуется анионным собирателем в широком диапазоне рН (от 6 до 12), но лучшие результаты получаются в нейтральной или близкой к ней среде; переход к щелочной среде требует увеличения расхода коллектора.

Возможна флотация гидроокислов железа в кислой среде (рН = 4) с применением лаурилсаркозида натрия:



Лишь в узкой области рН (4,5–5,5) можно отделить доломит от фосфата, при этом с доломитом флотуется до 21–32 % фосфата. Фосфорная кислота оказывает более селективное действие на флотуемость минералов. При рН = 4,5–5,5 извлечение доломита значительно (на 53%) выше, чем фосфата.

ТЖК в щелочной среде максимально флотуруют все минералы (за исключением кварца), в кислой среде флотация апатита и гидрогетита ухудшается, а у доломита при рН = 4 флотуемость снова улучшается.

АНП-14 не оказывает селективного действия на флотуемость минералов. Максимум флотуемости всех минералов находится в области рН = 6–8.

При флотации КОС наблюдается одинаковая флотуемость всех минералов, кроме доломита, который в кислой среде (рН = 4,5–5,5) флотуется лучше других (на 35–30 %).

При флотации фосфоритовых руд применяются реагенты-регуляторы, обычные для флотации несulfидных руд. Чаще всего используют жидкое стекло, иногда оно заменяется гексаметафосфатом натрия (ГМФ), сульфитно-целлюлозным щелоком (СЦЩ), карбоксиметилцеллюлозой (КМЦ) и др.

Практика флотации

Методом флотации обогащаются фосфоритовые руды таких крупнейших месторождений, как Кингисеппского, Подмосковного горно-химического комбината (отходы моек), полаинские и щигровские фосфориты.

При этом используется анионная, анионно-катионная и катионная флотации.

В США для флотации фосфоритов продолжительное время применяли такие анионные реагенты, как олеиновая кислота и непредельные жирные кислоты из растительных и животных жиров, затем сырое талловое масло. Целесообразно использование с олеиновой кислотой трансформаторного масла, керосина, улучшающих флокуляцию фосфата.

При обогащении низкокачественных фосфоритов Лиифе для флотации использовались сульфированное растительное и смазочное масла, жирные кислоты и дизельное топливо.

При флотации фосфоритовых руд Африки используют талловое масло в смеси с газойлем и мазутом.

За рубежом получены патенты на реагенты для флотации фосфоритов, представляющие собой различные сочетания жирных кислот и аполярных углеводов, алкиларилсульфонатов, эфиров, спиртов и других поверхностно-активных веществ, производство которых резко возросло в последние годы [46].

Для флотации фосфоритов на фабриках США широко используется сырое талловое масло (Trastol, Actinol C), очищенное талловое масло (Actinol D), иногда red oil (смесь олеиновой и линолевой кислоты) или турецкое красное масло (сульфированное касторовое масло). Химической промышленностью США выпускаются реагенты 1, 2, 3 sonneborn, представляющие собой нафтенсульфонаты, применяющиеся для флотации фосфоритов, и реагенты серии 800 (801 и 825) – смесь нафтенных сульфокислот. Фирмой Сайен-Амид выпускаются реагенты серии 700, 765 – рафинированные жирные кислоты растительного происхождения (линолевая и олеиновая) с низким содержанием смоляных кислот, 710 – натровое мыло неочищенных жирных кислот, содержащее кроме олеиновой и линолевой кислот смоляные кислоты.

Непрерывно и в большом объеме проводятся работы, направленные на изыскание высокоэффективных собирателей и их сочетаний:

□ использование двуосновных кислот олифатического строения (C_{36}), позволяющих получать высококачественный фосфатный концентрат;

□ введение дополнительного собирателя к талловому маслу – диалкилсульфонуклиновой кислоты, перфторсульфоната, ароматических сульфоновых кислот, моноэфира сульфоянтарной кислоты и др.

Используется и предварительная обработка руды перед введением анионоактивных собирателей смесью аполярных и сульфированных ароматических углеводов.

В последнее время жирнокислотный собиратель заменяют синтетическими реагентами – эфирами поликарбоновых кислот, производными сульфоянтарной кислоты, сульфонатами. Эффективным является дополнительное применение полиакриламидного полимера, содержащего функциональные группы OH^- и COOH^- , кэтгола, ацелированных аминокислот, эфирокислот (ЭФК).

В СНГ ведутся работы по использованию продуктов и отходов нефтесинтеза, что позволит расширить ассортимент флотореагентов без дополнительных затрат сырья, а также высвободить большое количество пищевых (растительных и животных) жиров, используемых в технических целях.

Наиболее часто применяются жирные кислоты и их мыла: талловое масло, синтетические карбоновые кислоты из мягких и жидких парафинов, кубовые остатки спиртов и кислот, кубовые остатки синтетических жирных кислот и высших жирных кислот, окисленный рисайкл и т.д., а также керосин, солярка, мазут, торфяная смола. Перспективными являются высокомолекулярные кислоты, выделенные из кубовых остатков синтетических жирных кислот.

Предельные жирные кислоты более селективны, чем непредельные. Мыльные растворы предельных кислот образуют в кислой среде грубые флоккулы, состоящие, по-видимому, из свободной кислоты и мицелл кислого мыла, с чем связаны пониженная флотационная активность собирателя и его повышенный расход. Наблюдается отклонение от аддитивности действия реагентов, если применять основной собиратель в сочетании с алкиларилсульфонатом ДС-РАС. При равенстве суммарного расхода обоих реагентов и равном технологическом эффекте удельный расход более дорогого собирателя сокращается в 3 раза. Эффективность испытанного сочетания реагентов объясняется диспергированием основного собирателя, избирательной адсорбцией ДС-РАС на границе раздела жидкость – газ, а также частично адсорбцией его на минеральной поверхности с эквивалентным сокращением силикат натрия, иногда в сочетании с содой.

Применяются также моноэфиры алкил (алкенил) янтарных кислот и одноатомных алифатических спиртов.

Флотация карбоксильными собирателями чаще всего ведется в щелочной среде с добавкой соды, реже едкого натра. При загрузке в мельницу сода уменьшает активацию минералов окислами железа. В качестве основного

депрессора минералов пустой породы (силикатов и окислов) используется силикат натрия, иногда в сочетании с содой.

За рубежом для прямой флотации силикатов применяют эмульсию амина в топливном масле, алкилзамещенные амины фенилового эфира, конденсаты N-аминоэтилпиперазина и др. Для фосфатной флотации используют катионные реагенты. В России из катионных собирателей применяют ИМ-11, АНП-14, Армак-12Д для извлечения в пенный продукт небольших количеств кварца, окислов, силикатов. В некоторых случаях для уменьшения потерь полезного минерала с пенным продуктом применяют органические депрессоры [46].

Для низкокачественных фосфатных руд Флориды разработана схема, позволяющая в одну стадию, методом катионной флотации, получить концентрат с содержанием 31,7 % P_2O_5 при извлечении 84 %. Расход катионного собирателя, подаваемого в виде эмульсии в дизельном масле, составил 400 г/т [46].

Флотация фосфоритовых руд, в которых фосфатное вещество представлено тонкодисперсными минералами, протекает менее успешно, чем с хорошо раскристаллизованным апатитом. Для них полезно добавление оксиэтилированного алкилфенола (ОП-4), аполярных реагентов.

Установлено, что при пенной флотации для хорошо промытой и обесшламленной руды флотация жирными кислотами не представляет трудностей, хороших результатов флотации также можно достигнуть в достаточно широких пределах рН (8–10).

Основные трудности флотации фосфатных руд связаны с наличием в них тонковкрапленных доломита, кальцита и особенно хорошо растворимых соединений (гипса и др.), а также с нарушением селективности процесса шламами.

При флотации фосфоритовых руд с размером частиц от 1,2 до 0,08 мм предложен способ обогащения, состоящий в том, что руда подвергается сначала флотации катионными реагентами, при которой удаляется в пенный продукт кварц тоньше 0,9 мм. На второй стадии обогащения черновой концентрат катионной операции флотируется с анионными реагентами. При этой операции удаляются в камерный продукт наиболее крупные частицы кварца. Хвосты анионной флотации подвергаются контрольной флотации. При этом в голове основной и контрольной катионной флотации предусмотрено двухстадиальное обесшламливание в гидроциклонах и гидросепараторах. Перед анионной флотацией производится обезвоживание в гидроциклонах. Из руды, содержащей 12 % P_2O_5 , получается концентрат с содержанием 35 % P_2O_5 при извлечении 95–96 %, хвосты – с содержанием 0,5–1 % P_2O_5 .

Выделение тонких шламов, а также отдельная флотация песков и тонких классов предусматриваются при обогащении фосфоритов Кингисеппского и Маардусского месторождений. Шламы (после флотации или без нее) присоединяются к концентрату. В пенный продукт удаляются кварц, полевой шпат, глауконит, сланец. Качество концентрата зависит от количества содержащегося в руде кальцита, который остается вместе с фосфатом в камерном продукте. При обратной флотации ракушечных фосфоритов собирателем АНП-14 без обесшламливания получено несколько большее извлечение. При этом отмечено существенное влияние состава воды на флотацию катионным собирателем, а также загрязнение концентрата крупным кварцем. Добавка крахмала улучшает извлечение кварца в пенный продукт.

Обогащение фосфоритов, содержащих гипс, осложняется тем, что он, растворяясь, коагулирует шламы, и они налипают на зернистые частицы. Сода и жидкое стекло, связывающие кальций, не дают достаточной селективности, так как ионы SO_4^{2-} коагулируют шламы. Селективность флотации руды этого типа удается повысить после обработки измельченной руды 1–2 %-м раствором хлористого натрия и удаления жидкой фазы [46].

Наиболее сложным является обогащение карбонатно-фосфатных руд [18]. Разделение фосфатного вещества и карбонатов возможно двумя путями:

□ флотацией жирнокислотным собирателем карбонатов в кислой среде ($pH = 4,8–5$) при депрессии фосфата смесью жидкого стекла с солями поливалентных металлов, гуматом натрия, молибдатом аммония, фосфорной, дифосфорной, серной, кремнефтористоводородной кислотами;

□ флотацией фосфата в щелочной среде ($pH 8–9,5$), обычно создаваемой содой, смесью реагентов с карбоксильной полярной группой, а также реагентами с сульфо- и фосфорной группами.

При флотации метаморфизованных, шламирующихся руд полезно добавление ОП-4. Жидкое стекло при небольших расходах активирует флотацию фосфата, подавляя флотацию остальных минералов (особенно в присутствии сульфит-спиртовой барды).

Для доломито-фосфоритовых руд [46] предложено 2 варианта селективной флотации: последовательная селективная флотация карбонатов и фосфата и коллективная флотация фосфата и карбонатов, а затем селективная флотация карбонатов. Флотационное разделение доломита и фосфата основано на лучшей флотиремости карбоната жирнокислотным собирателем, особенно в слабокислой среде ($pH = 4,5–5,0$), создаваемой фосфорной кислотой. Так, для доломито-фосфоритовых руд Чулактау наилучшие показатели обогащения дала схема, в которой предусмотрена флотация карбонатов жидким мылом (2 кг/т) в присутствии фосфорной кислоты (7 кг/т), обесшламливание камерного

продукта с направлением шламов в фосфатный концентрат и затем фосфатная флотация жидким мылом (20 г/т) и керосином (0,75 кг/т) в присутствии соды (1 кг/т) и жидкого стекла (1 кг/т). Из руды с 23 % P_2O_5 и 4 % MgO получен концентрат с 29 % P_2O_5 и 1,4 % MgO при извлечении P_2O_5 более 90 %.

Часть фосфорной кислоты может быть заменена серной кислотой. В.Я. Цуцуйковским установлено, что фосфорная кислота может быть полностью заменена H_2SiF_6 при расходах вдвое меньших.

Аналогичный способ для обогащения низкосортных карбонитизированных фосфоритов Западных штатов разработан Горным бюро США.

Схема флотации включает оттирку руды – 12,5 мм в скруббере при содержании твердого 60–65 %, доизмельчение в стержневой мельнице, обесшламливание по классу 10 мкм и последовательную селективную флотацию сначала карбонатов анионоактивным собирателем с депрессором H_2SiF_6 , а затем силикатов катионоактивным собирателем. Камерный продукт катионной флотации содержал 30 % P_2O_5 при извлечении 75%.

Китайскими специалистами для осадочных фосфоритов Хубель использован реагент SBOS, селективно депрессирующий и карбонаты, и силикаты. Руда измельчалась до крупности 95 % класса –0,074 мм. Затем пульпа при температуре 40–45 °С контактировалась с реагентами (Na_2CO_3 – 4–5 кг/т, SBOS–1–1,5 кг/т и таловым мылом – 0,25– 0,32 кг/т) и флотировалась. В результате из руды с содержанием 15 % P_2O_5 , 5–6 % MgO , 29–33 % SiO_2 получается концентрат с содержанием 30–32 % P_2O_5 , 2–2,3 % MgO и 12,5 % SiO_2 при извлечении P_2O_5 81,5–86,5 %.

Обжиг

Этот метод применяется для карбонатных руд с небольшим содержанием полуторных окислов и кремнезема. Эти соединения после взаимодействия с окисью кальция образуют низкоплавкие вещества (алюминаты, ферриты и др.), обволакивающие пленкой куски обожженной руды и препятствующие гашению.

Несмотря на то что это дорогостоящий процесс, для некоторых месторождений он вполне применим. Например, фосфориты, содержащие большое количество карбонатов и тонкую вкрапленность фосфатного вещества, обычными методами обогащаются плохо, а обжиг с последующим гашением водой и отделением извести дает хорошие показатели [46].

При использовании этого метода достигается расчленение фосфоритовых агрегатов до размера мономинеральных зерен без тонкого измельчения.

Доломит и кальцит при обжиге разлагаются с выделением углекислоты и получением извести (CaO) и периклаза (MgO), которые после гашения водой переходят в гидроксиды Ca(OH)₂ и Mg(OH)₂.

Вследствие термического разложения фторкарбонатапатита при обжиге образуется фторапатит с повышенным содержанием фосфора в фосфатном веществе. Благодаря этому увеличивается предельно возможное содержание P₂O₅ в концентрате.

По количеству воды, добавляемой при гашении обожженного продукта, различают «сухое» и «мокрое» гашение. В первом случае подается минимально возможное, почти стехиометрически необходимое количество воды, позволяющее получить гидроксид кальция в виде сухого порошка, удаляемого с помощью сухой классификации. Во втором случае гашение производится с избытком подаваемой воды и получением суспензии. Этот вариант дает больший технологический эффект, но он сопряжен с возникающей проблемой складирования и утилизации большого количества мокрого тонкодисперсного шлама. В нем содержится значительное количество обогащенных фосфором частиц, извлечение которых весьма затруднительно.

Существуют различные способы повышения эффективности обогащения карбонатных фосфоритных руд по схеме обжиг – гашение – обесшламливание. Перечислим некоторые из этих способов.

Полезно осуществлять гашение обожженного продукта водой, нагретой до температуры кипения. Возможно также обожженную в течение 1 ч при 1000°C руду охлаждать и проводить мокрое гашение в водном растворе хлористого аммония, что резко уменьшает потери фосфора. Образующийся при этом аммоний может быть извлечен дистилляцией и превращен в хлористый аммоний для повторного использования.

Вариантом применения хлористого аммония является его добавление к шламам, отделенным от фосфата. Дополнительную пользу может принести извлечение из раствора хлористого аммония чистой гидроксиды магния обработкой этого раствора аммиаком, после чего гидроксид магния выпадает в осадок.

Представляет интерес запатентованный в Англии способ повышения извлечения фосфора, состоящий в осторожном пропускании углекислого газа через суспензию, полученную после гашения с сохранением рН среды около 12,5. В результате достигается полное превращение гидроксиды кальция в карбонат кальция (окончанию этой реакции соответствует резкое падение рН

до 8). Тонкодисперсный кальцит лучше удаляется обесшламливанием. Авторы патента рекомендуют вторичную карбонизацию при обогащении руды, содержащей 25 % P_2O_5 . Из нее получен таким способом концентрат, содержащий 34,5–36 % P_2O_5 при извлечении 95–96 %.

Значительные перспективы удешевления процесса обжига связаны с его осуществлением не в барабанных печах, а в печах с кипящим слоем. В этом случае горячие газы пропускаются в последовательно соединенных камерах через колосниковые решетки, на которых измельченная руда образует псевдоожиженный слой, где и происходит обжиг.

Ю.М. Смирнов и А.В. Машьянова успешно провели обогащение с помощью обжига фосфоритной руды Белкинского месторождения. Ими был получен концентрат с содержанием 30–35 % P_2O_5 при извлечении 75–95 %.

М.И. Баскакова и М.А. Иониди испытали возможность применения обжига для обогащения руд месторождений Джанатас и Кокджон бассейна Каратау. Эти руды являются не самыми благоприятными для обогащения обжигом ввиду тонкого взаимопрорастания карбонатов и фосфатов, а также вследствие повышенного содержания кремнистых минералов.

Руду крупностью –5 мм обжигали при температуре 950–980 °С в течение 120 мин. После удаления углекислого газа, влаги, органических веществ и частично фтора масса руды уменьшалась, что приводило к некоторому обогащению руды. После обжига материал подвергали частичному выщелачиванию окиси кальция при умеренных расходах воды (Т:Ж = 1:2) в сочетании с механической оттиркой в мельнице в присутствии небольшого количества мелких шаров. После удаления шламов меньше 0,07 мм классификацией, проводили повторные оттирку и классификацию. Все концентраты пригодны для получения экстракционной фосфорной кислоты.

При обжиге фосфоритной руды происходят следующие изменения ее свойств:

1. Вследствие удаления воды, органического вещества и углекислого газа повышается содержание P_2O_5 на 2–3 %. Вместе с последующим выщелачиванием водорастворимых продуктов обжига это повышает содержание P_2O_5 в фосфатном материале до 33–35 %.

2. Возрастание хрупкости руды в 2–2,5 раза увеличивает производительность измельчающих ее аппаратов (шаровых мельниц). Появляется возможность более тонкого измельчения руды (для достаточного раскрытия сростков) без увеличения выхода тонких шламов.

3. Дегидратация основных минералов и переход в раствор различных солей увеличивают скорость оседания тонких шламов в 2–2,5 раза и скорость их фильтрования в 4–6 раз.

4. Обжиг значительно изменяет растворимость окислов железа и алюминия в серной кислоте, как показано А.В. Казаковым. Обжиг до 600–700 °С несколько повышает эту растворимость (из-за распада лимонита, сидерита и глауконита). Но, начиная с температуры 760 °С, растворимость этих полуметаллических окислов резко снижается, достигая минимума при 900–1000 °С. Этим значительно улучшается технология химической переработки руды.

5. Резко изменяется в благоприятную сторону флотированность минеральных компонентов руды: у фосфата она возрастает, а у кальцита снижается. Флотированность кварца и глауконита практически не изменяется. С помощью ИК-спектроскопии Ю.М. Смирновым, И.Я. Холомянским и В.Я. Цуцельковским установлено, что если при флотации необожженной руды преобладает физическая сорбция собирателя (олеата натрия) на фосфате, то после обжига возрастает хемосорбционное его закрепление. В результате содержание P_2O_5 во флотационном концентрате повышается на 1,5–2,0 %, извлечение P_2O_5 возрастает почти вдвое, а индекс селективности разделения P_2O_5 и Fe_2O_3 увеличивается в полтора раза. Значительно увеличивается скорость флотации.

Процесс обогащения руд обжигом, применяемый в Алжире, Израиле, Марокко, Тунисе, Китае, Ираке, также состоит из обжига с последующим гашением и удалением извести [46].

В Марокко на фабрике в Хурибге получают два сорта продукта: грохочением и сушкой – обычный концентрат с содержанием 34 % P_2O_5 при извлечении 78–80 % и грохочением и кальцинацией (обжиг при 900 °С во вращающихся печах) – обожженный концентрат с содержанием 36–37 % P_2O_5 .

Алжирские фосфориты состоят в основном из фосфата (70–76 %), доломита (19–20 %) и кремнезема (3–4 %). Технологическая схема последовательно включает дробление и грохочение для удаления крупных фракций бедных фосфатов, первичную промывку для удаления глины и части карбонатов, кальцинирующий обжиг, вторичную промывку для удаления извести, обезвоживание и сушку. Обжиг осуществляется при температуре 850–900 °С в вертикальных печах кипящего слоя.

В Египте бедные карбонатно-фосфатные руды после дробления и измельчения подвергаются промывке и классификации для отделения глинистого материала, после чего мытый продукт обжигается в печах кипящего слоя. Обожженный концентрат после вторичной промывки содержит 34 % P_2O_5 .

В США обжигу подвергается камерный продукт катионной флотации с содержанием 30 % P_2O_5 при извлечении 75 %, который после сушки подвергается обжигу для повышения содержания P_2O_5 до 32 %.

Схемы флотации и фабрики

Схемы обогащения фосфоритовых руд включают в себя первичное и вторичное обогащение и реже состоят из одного метода обогащения (рис.9.1 – 9.3).

Первичное обогащение (промывка, грохочение, классификация, радиометрические методы обогащения) позволяет выделить фосфатные концентраты различной крупности или сбросить отвальные хвосты (см. рис.9.1)

Вторичное обогащение (обжиг, электрическая и магнитная сепарация, гравитация и флотация) проводится с целью доизвлечения фосфора из продуктов, бедных по содержанию пятиокси фосфора (см.рис 9.2 - 9.3).



Рис. 9.1. Схема промывки руды на рудомойке № 1 Егорьевского рудника

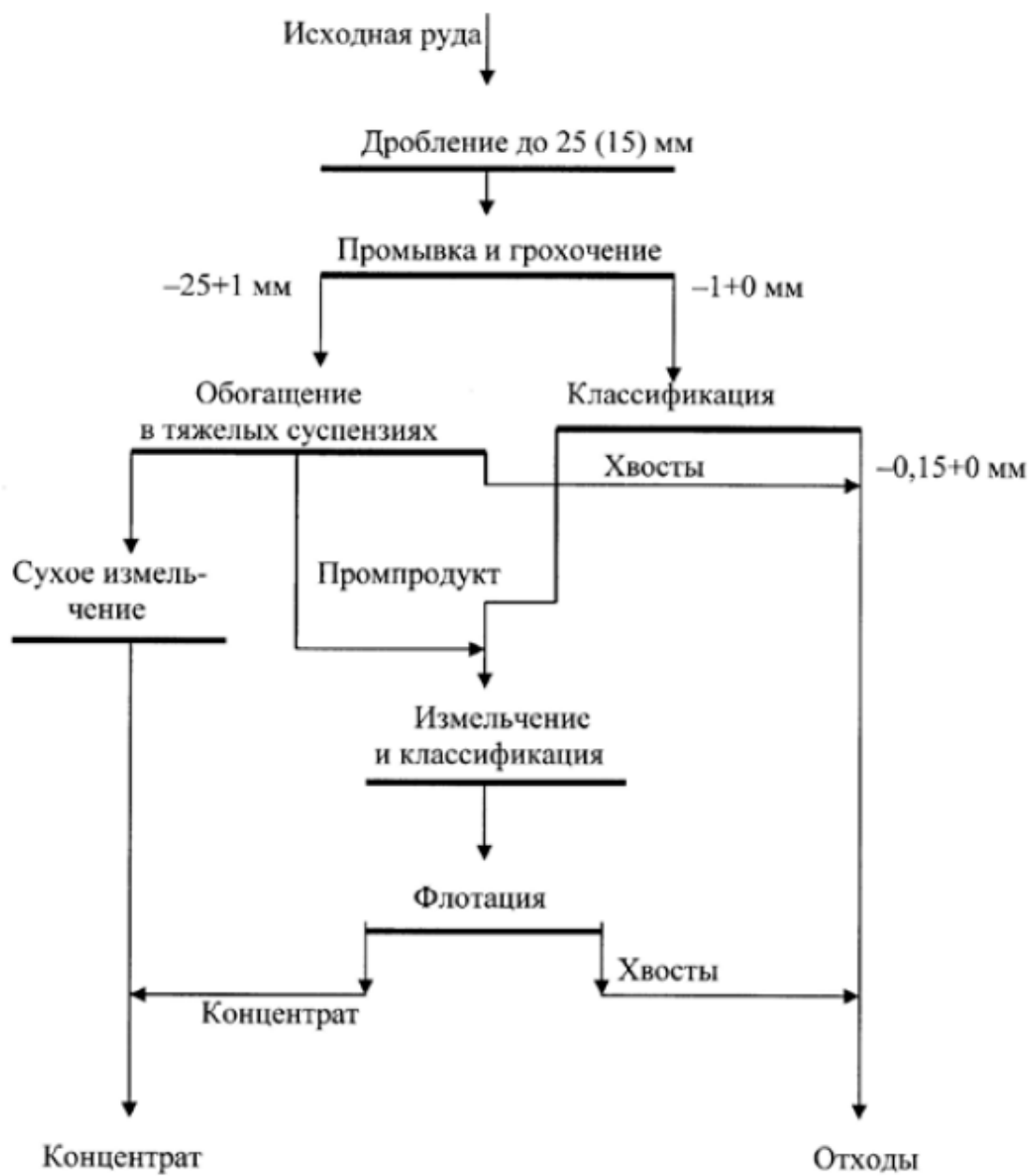


Рис. 9.2. Схема комбинированного обогащения руд Каратау

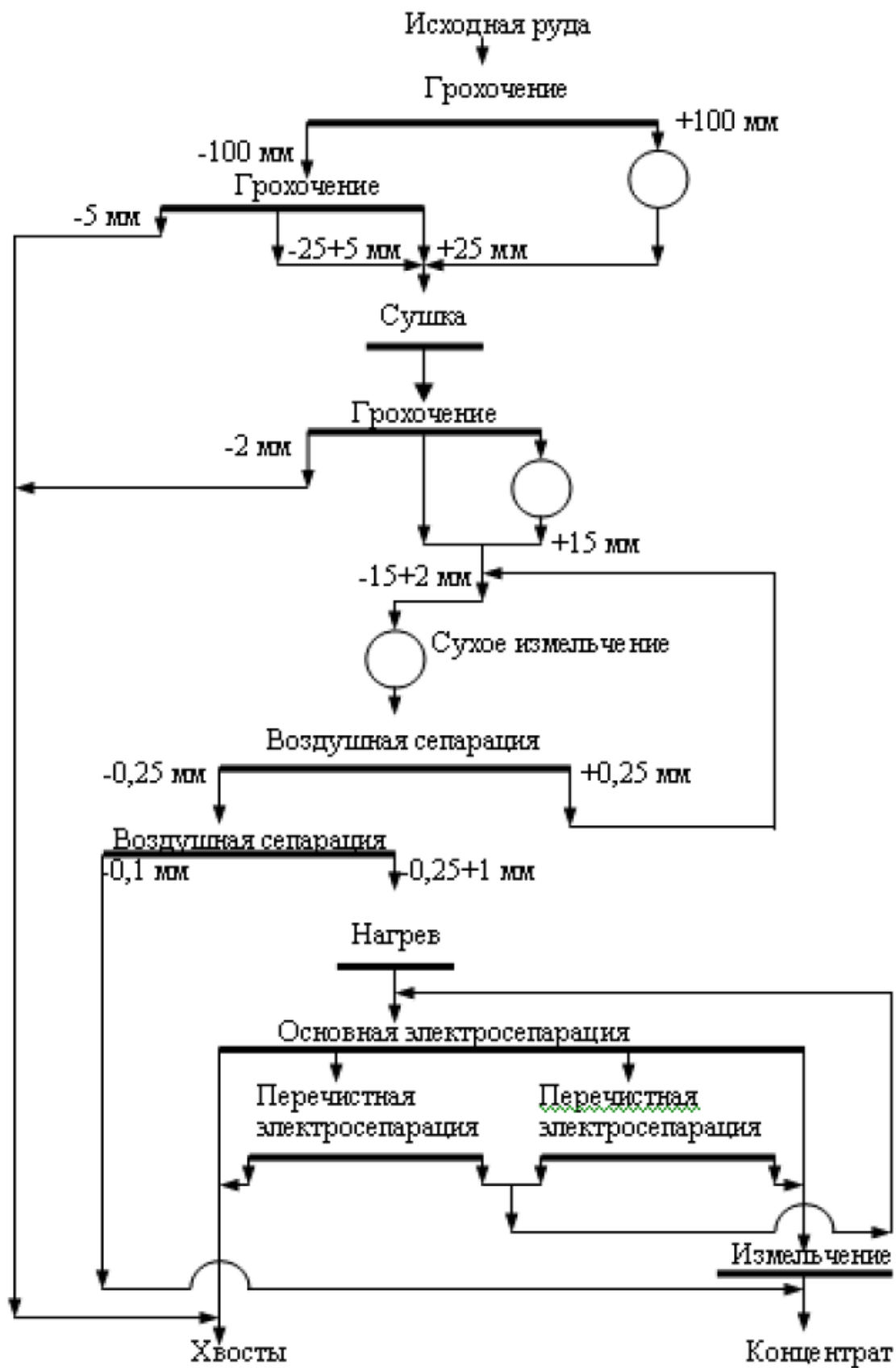


Рис. 9.3. Схема обогащения фосфоритов Слободско-Которецкого месторождения

Лекция №25

Тема: Технология обогащения каолиновых руд

План:

1. Свойства и области применения каолина.
2. Руды и месторождения каолина.
3. Требования к качеству концентратов
4. Дезинтеграция каолиновых руд.
5. Обогащение каолиновых руд флотационным методом.
6. Флотируемость и реагентный режим. Технология флотационного процесса

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Свойства и области применения каолина

К каолинам относятся глинистые породы белого цвета с различным оттенками. К мономинеральным глинам, т.е. таким, в которых один минерал составляет более 50% всей глинистой тонкодисперсной части.

В зависимости от природы преобладающего минерала различают каолины каолинитового или гидрослюдистого типов.

Каолинит представляет собой алюмосиликат следующего состава: $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Он содержит 46,5% SiO_2 • 39,5% Al_2O_3 и 14% H_2O .

По Белянкину каолин при нагревании до 500 – 550⁰с теряет воду, образуя взаимно связанные глинозем и кремнезем, а при 250 1000⁰С начинает образовывать кристаллы муллита – $3 \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$, которые можно обнаружить с помощью микроскопа после нагревания выше 1200⁰С. Эти процессы, связанные первый – с поглощением тепла, а последние с выделением тепла, дают возможность при термическом анализе глинистых пород установить природу минерала.

Гидрослюды отличаются от каолинита переменным количеством щелочей, несколько меньшим содержанием кремнезема.

Кроме каолинита и гидрослюд, в состав каолинов входят – кварц, полевой шпат, слюды, железосодержащие минералы, турмалин, циркон, пирит и др.

Основными свойствами каолинов, делающими их ценным сырьем для промышленности, являются высокая огнеупорность, некоторая пластичность малые размеры частиц, белый свет, адсорбционная активность.

Огнеупорность от части зависит от природы основного глинистого минерала и от количества и природы примесей. При количестве примесей менее 3% температура плавления колеблется в пределах 1750 – 1770⁰С.

От размера и формы частиц отдельных каолинов зависит степень их пластичности, адсорбционная ёмкость и способность быть активным наполнителем.

Каолин в сухом состоянии имеет белый свет с желтоватым или серым оттенками: в мокром виде интенсивность окраски повышается.

Цвет каолина определяется присутствием красящих видов, к которым относятся окислы железа, титана, марганца, а также органические вещества. По своей адсорбционной активности каолины относятся к средним адсорбентам: не более активны тонкодисперсные каолины. Технология обогащения разработана Галабутской и Соболевым и др.

Каолин применяется в различных отраслях промышленности – тонкокерамической огнеупорной, бумажной, резиновой, красочной, мыловаренной, алюминиевой и др.

В этих отраслях используется его пластичность, огнеупорность, белый свет, высокое содержание глинозема.

Алюмосиликаты – каолины, алуныты, нефелины, монтмориллониты и бокситоподобные – имеют большое народнохозяйственное значение. Они используются в алюмосиликатном производстве, из них изготавливают фарфор, керамзит, глиняную посуду, сувениры, силикатные кирпичи, бетонопорошок и другие. Богатые по содержанию оксида алюминия (38-43%) каолиниты и бокситы находятся в Европейской части Евразии (Суворовский маложелезистый каолин и др.). Из них, в частности, в Подмосковном районе Российской Федерации получают очищенный сернокислый алюминий (сернокислый глинозем) следующего состава (в масс. %): Al_2O_3 -13,5-14; Fe_2O_3 - 0,35-1,5; H_2SO_4 - 0,1; нерастворимый остаток – 0,8-1 и неочищенный сульфат аммония (Al_2O_3 -8-9; Fe_2O_3 - 0,8; H_2SO_4 - 3; нерастворимый остаток – 23).

Каолинитовые глины Центральной Азии, в том числе Республики Узбекистан, из-за низкого содержания алюминия (Al_2O_3 -13-25), высокого содержания железа (Fe_2O_3 -1,5-6 иногда до 12%) и оксида кремния (60-80%) в настоящее время не перерабатываются на сульфат аммония – сернокислый глинозем. К примеру, на окраинах города Ангрена имеются более 0,45 миллиарда тонн запаса серых вторичных каолинов состава (в масс. %): Al_2O_3 - 19-25; Fe_2O_3 - 1,5-4,5; SiO_2 – 50-68.

На территории Республики Узбекистан, в том числе и в горах Ферганской долины (более 50 объектов) широко распространены

бентонитоподобные глины, содержащие 8-12% иногда до 20 % Al_2O_3 , Остальное - соединения кремния, железа, кальция, магния, калия и др.

В настоящее время потребность Республики Узбекистан в сульфате алюминия составляет около 100000 тонн в год. Он импортируется из-за рубежа (США) по цене 180-190 долларов, и из Российской Федерации по цене 150 долларов за тонну.

Разработана технология сернокислотной переработки Ангренского каолина на сульфат алюминия. В соответствии с предлагаемой технологией каолин с содержанием 20-21 % Al_2O_3 измельчается до размера частиц 2 – 4 мм и проводится обжиг при температуре 550 – 600 °С в течение 1 часа.

Качества каолина контролируют путем ситового анализа, причем к каолину относится тонкий материал (мельче 0,06мм). Вредными примесями является красящие окислы.

Крупным потребителем каолина является бумажная промышленность в качестве наполнителя бумаги (от 20 до 40%) от массы бумаги. Придающего ей гладкость, плотность и др. свойства.

Руды и месторождения каолина

Каолины представляют собою продукт выветривания и разложения различных пород. Наибольшее значение и имеют каолины, образовавшиеся в результате выветривания полевошпатовых пород – гранитов, пегматитов и т.п. Они характеризуются значительным содержанием грубозернистого кварца – обычно от 3 мм и мельче. Каолины, образовавшиеся из сланцев, богаты мелкими чешуйками гидрослюд и тонкодисперсным кварцем.

В зависимости от условия образования различают каолины первичные месторождения, которых образовались в результате выветривания, и каолины вторичные. Месторождения последних образовались в результате переноса и переотложения первичных каолинов. Эти два типа каолинов сильно различаются по содержанию и зернистому составу примесей.

В первичных каолинах много крупно- и среднезернистых включений кварца и др. Минералов во вторичных каолинах присутствуют небольшие количества мелкозернистых примесей, в основном кварца. Известны первичные каолины со значительным содержанием мелкозернистых примесей.

Целью обогащения каолина является удаление кварцевых примесей крупнее 0,06мм.

В современной практике приняты два метода обогащения каолиновой породы: мокро – гравитационной и воздушный (сухой) среде.

Первый метод основан на гравитационном разделении тонких чешуек каолина от более крупных зерен кварца выпадающих из водной суспензии в процессе обогащения.

Существенным достижением в развитие техники мокрого обогащения каолина явилось использование стабилизаторов, CaCl_2 раствор дающий возможность резко снизить вязкость каолиновой суспензии и успешно работать с более концентрированными суспензиями.

Воздушное обогащение каолина осуществляется путем избирательного измельчения каолиновой породы. В дробилках и мельницах ударного действия и воздушной последующей классификацией измельченной породы в сепараторах различного типа. В настоящее время от постепенно совершенствуется как в отношении аппаратуры, так и в отношении методов регулирования технологического процесса.

Как показали исследования, каолин можно обогащать еще двумя другими методами. Первый из них – обогащению с помощью электротока, основанное явление электрофореза.

Вторым методом является флотация. Для эффективной флотации каолина следует применять катионные собиратели с короткой углеводородной цепью (в промышленных масштабах не применяется).

Принципиальная технологическая схема обогащения каолиновых руд приведена на рис. 13.1

Она включает дезинтеграцию исходного сырья, грубую классификацию для удаления зернистых абразивных частиц, а после повторной классификации (фракционирования) — тонких абразивных частиц. Для отбеливания используют сильные реагенты-восстановители, например гидросульфат цинка, а при наличии анафаза — проводят ультрафлотацию с реагентами, пригодными для удаления известняка (сода, жирные кислоты, аполярное масло). Конечные операции включают обезвоживание, сушку и упаковку продукции.

Основными предприятиями по обогащению каолина в СНГ являются Кыштымское и Еленинское на Урале, Просьяновское, Глуховецкое и Турбовское на Украине и Ангренское в Узбекистане.

В большинстве случаев обогащение каолинового сырья состоит в отделении методом классификации в воздушной или водной среде тонкодисперсных частиц каолинита и гидрослюд размером менее 0,056 мм от более крупных зерен кварца, полевых шпатов, слюд и других минералов, содержащихся в каолиновой породе. Так, например, технологическая схема мокрого обогащения фабрики Глуховецкого комбината включает дезинтеграцию исходной руды в скруббер-бутах с применением в качестве пептизатора жидкого стекла (4,4 кг/т руды) и классификацию в две стадии.

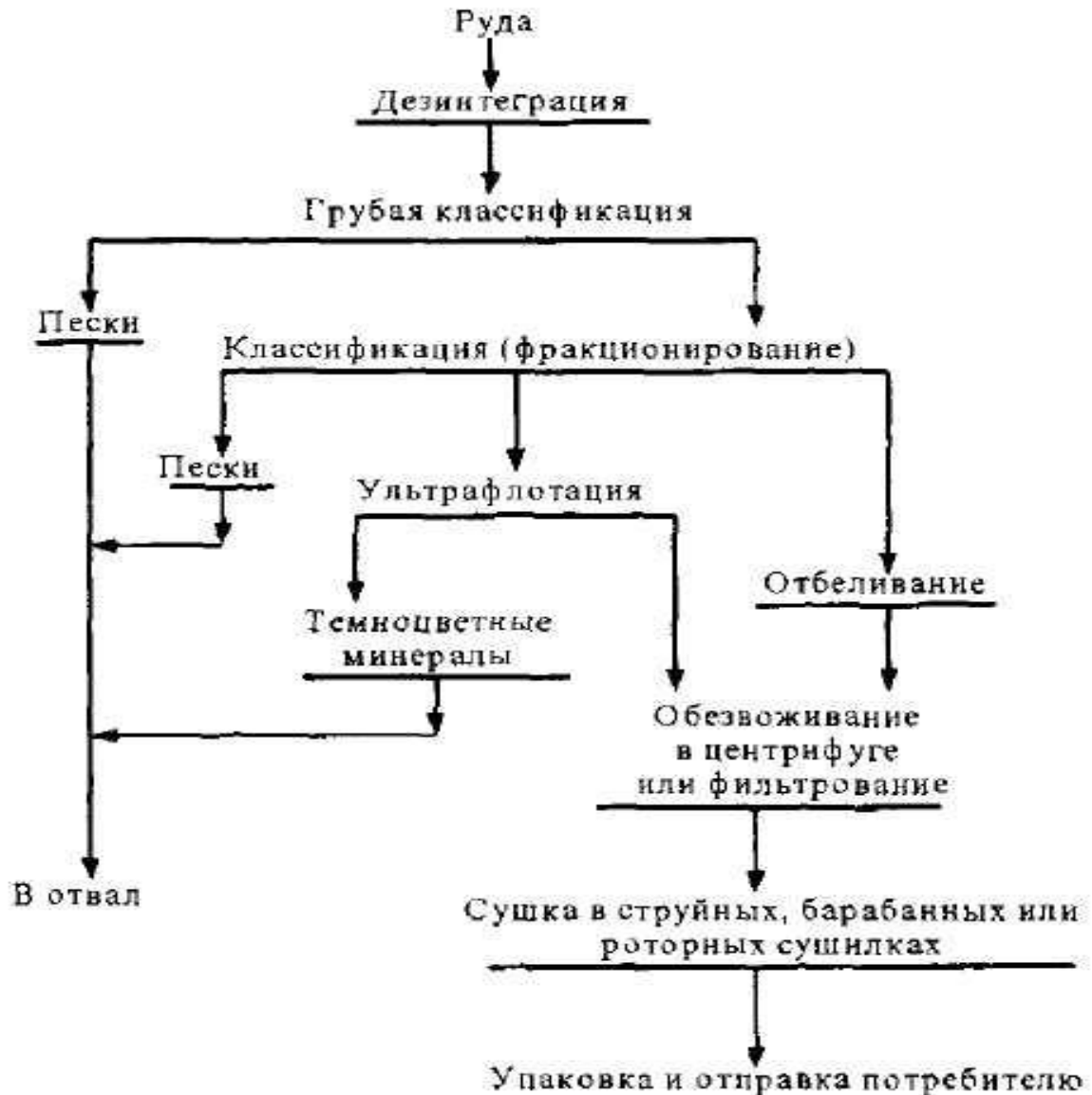


Рис. 13.1 Принципиальная технологическая схема обогащения каолиновых руд

Каолиновая суспензия перед фильтрованием коагулируется известковым молоком (7,1 кг/т руды) и 0,5%-ным раствором полиакриламида (27 г/т руды). После обезвоживания на фильтрах-прессах каолин сушат в барабанных сушилках до влажности 20 %.

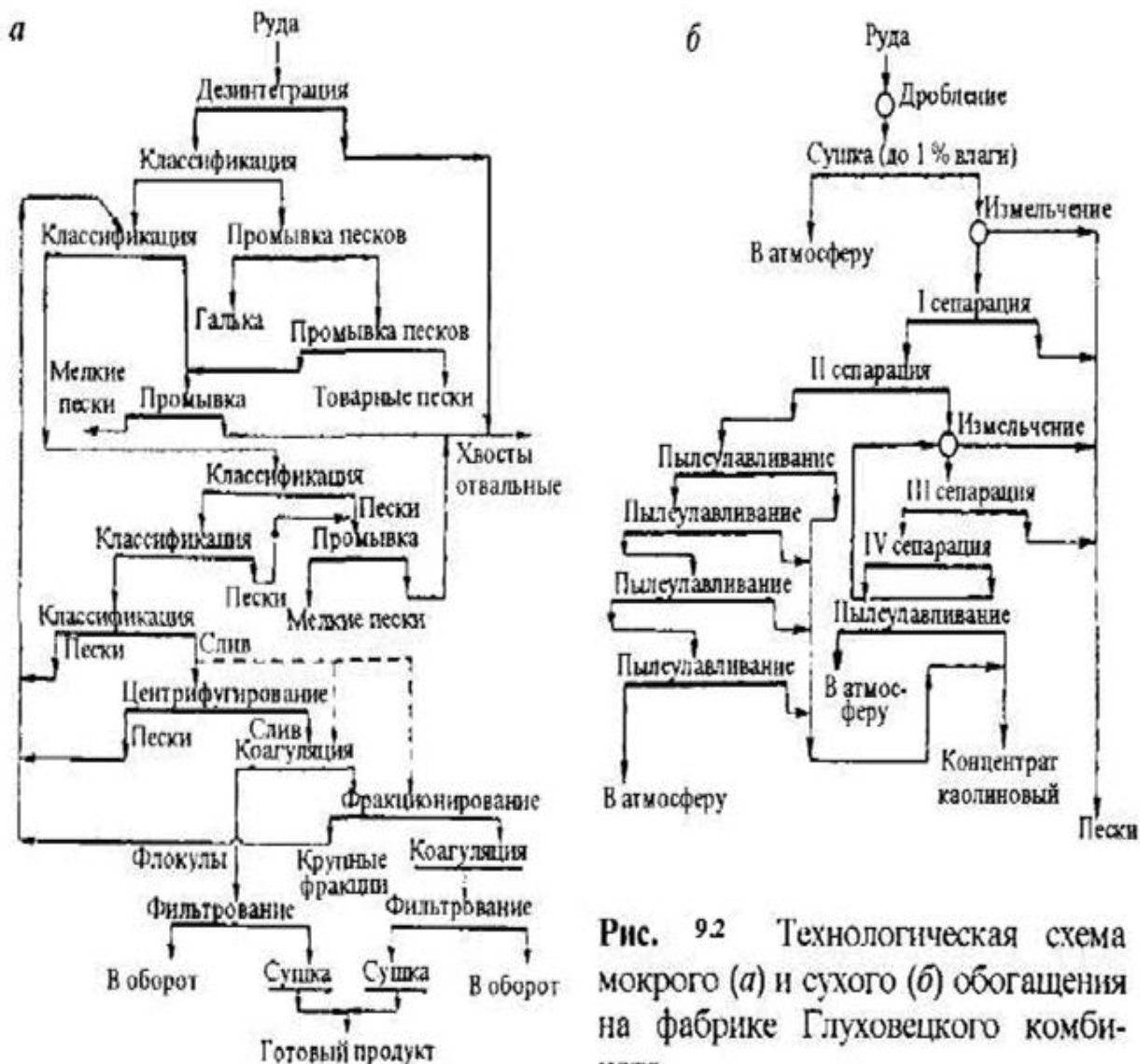


Рис. 9.2 Технологическая схема мокрого (а) и сухого (б) обогащения на фабрике Глуховецкого комбината

Технологическая схема фабрики сухого обогащения (рис. 13.2 б) включает сушку исходной руды до влажности 1 %, измельчение в центрифугальной мельнице, классификацию в проходном сепараторе конструкции инженера Соболева и осаждение каолина в циклонах, пылевой камере и электроfiltре.

Мокро-гравитационное обогащение каолина

Мокро – гравитационные обогащение каолина – включает себя следующие основные операции.

1. дробление каолина – сырца
2. водная дезинтеграция дробленого каолина в присутствии стабилизаторов.

3. обогащение каолиновой суспензии классификацией.
4. фильтрация каолиновой суспензии после предварительной ее коагуляции.
5. сушка каолина.
6. тонкое измельчение сухого каолина.

В качестве дробильных машин применяется зубчатые валковые дробилки. Для водной дезинтеграции каолина применяют барабанные дезинтеграторы (1100 x 4000 мм). производительность 8-10 т/ч. в качестве стабилизатора в большинстве случаев применяется растворы силикат натрия (жидкое стекло) с модулем 2,5- 3.

Расход воды значительно сокращается по сравнению с дезинтеграцией без стабилизаторов: в место 10-20 м³ всего 7 м³ воды на 1 т каолинового концентрата.

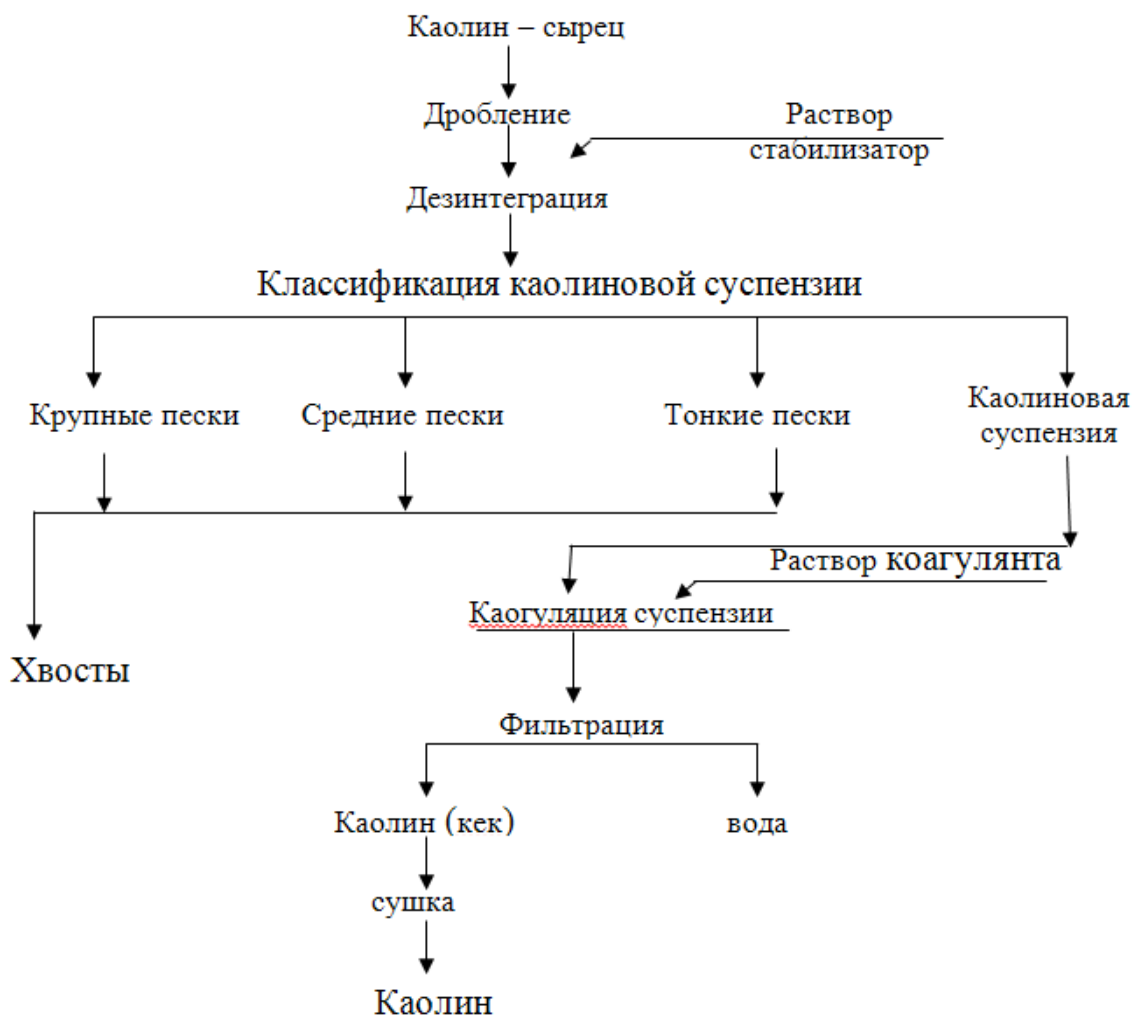


Рис.14.1 Типичная схема мокро гравитационного обогащения каолина

Сухое обогащение каолина

Воздушно – (сухое) обогащение каолина было осуществлено в промышленном масштабе по методу, разработанному В.И.Соболевым и др. Основными этапами обогащения каолина являются: дробление каолина – сырца, сушка каолиновой породы, измельчение высушенной породы, воздушная сепарация измельченной породы

Каолиновую породу карьерной влажностью предварительно дробят на зубчатых валках, а затем она направляется во вращающийся сушильный барабан. Дымовые газы поступающие в барабан, нагреты до температуры не же 700⁰С. Влажность высушенного каолина 1 – 1,5 %. Время прохождения материала через барабан не превышает 20 мин. Каолин при сушке не теряет своих пластичных свойств.

Для избирательного измельчения высушенного каолина применяют ударные мельницы. Весьма эффективны молотковые мельницы с легкими шарнирно подвешенными молотками.

Измельченная порода классифицируются в воздушном сепараторе с горизонтальным валом, дающем весьма тонкую фракцию. Крупка первой сепарации подвергается повторному измельчению и классификации.

На некоторых каолинообогатительных фабриках применяют центрифугальную мельницу системы Соболева. Мельница эта представляет собой горизонтальный неподвижный барабан, внутри которого вращается вал с насаженными на него лопастями.

На концах этих лопастей укреплены бичи – полосы железа во всю длину барабана. На той стороне бичей, которая дальше от оси вращения, имеются узкие вырезы, делящие бичи на отдельные короткие лопатки. Последние изогнуты под небольшим углом к образующей поверхности вращения, благодаря чему лопасти ударяют и одновременно транспортируют материал. Породу загружают через отверстие в переднем днище барабана. В нижнем конце барабана имеется отверстие для выхода крупного кварцевого песка (крупнее 0,3 мм), каолин же и мелкий песок направляются в систему циклонов.

Равномерно поступающий в мельницу сухой каолин под влиянием мелких ударов бичей рассыпается, чему содействуют и зерна кварца производящие часть работы по дроблению более мягких частиц каолина.

Производительность центрифугальной мельницы невысока. Для дальнейшего отделения измельченного каолина от мелких зерен песка применяют сепарационную систему, состоящую из поточных сепараторов и осадительных циклонов. После очистки воздух из системы направляется наружу.

Каолин сухого обогащения в ряде областей применения оказывается более ценным, чем концентрат мокрого обогащения.

Недостатками сухой методы является в первую очередь: сложность регулирования процесса сепарации каолиново – песчаной смеси и трудность обеспыливания.

Для воздушного обогащения каолина предложена и другая схема, в которой используются молотковые мельницы и механические сепараторы. Она дает возможность более надежно герметизировать систему и уменьшить пылеобразование.

Вопросы:

Что такое каолин и какие типы каолинового сырья вам известны?

Где применяется каолин?

Существует какие типы каолинового сырья?

Основы обогащения каолинового сырья?

В чем сущность мокро гравитационного обогащения каолиновых пород?

Для чего применяют стабилизаторы при мокром обогащении каолина?

В чем сущность и каковы основные этапы воздушно – сухого обогащения каолина?

В чем недостатки методы сухого обогащения каолина?

Контрольные вопросы:

1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.

2) Технологическая классификация полезных ископаемых.

3) Основные технические требования при применении сырья

4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №26

Тема: Технология обогащения асбестовых руд

План:

1. Основные свойства и области применения асбеста.
2. Типы руд и месторождения асбеста.
3. Требования к качеству концентратам.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Свойства и применение асбеста

Асбестом называют минералы группы серпентина и амфиболы, обладающие рядом общих свойств, а именно: способностью расщепляться на тонкие и гибкие волокна, скручиваться в нить и т.д.

Минералы, относящиеся к асбесту, встречаются в виде правильно волокнистых и путано-волокнистых образований и делятся на две группы: серпентина и амфибола.

По химическому составу асбестовые минералы являются гидросиликатами магния, железа и отчасти кальция и натрия.

Наибольшее промышленное значение по объему потребления имеет хризотил-асбест, на долю которого приходится почти 95 % мировой добычи асбеста.

Свойствами асбестовых минералов, определяющими их промышленную ценность, являются длина волокна, эластичность, способность при механическом воздействии распадаться на тончайшие волокна, химическая стойкость при воздействии на них кислот и щелочей, способность выдерживать без существенных изменений своих физических свойств высокие температуры. Для некоторых производств важное значение имеет адсорбционная активность распушенных асбестов, способность в распушенном состоянии образовывать гомогенные водные суспензии. При применении асбеста в электроизоляционных материалах важное значение приобретают его диэлектрические свойства.

Хризотил - асбест является единственным представителем группы серпентина; группа амфибола включает большое число разновидностей асбеста, к которым относятся крокидолит, амозит, тремолит, антофиллит и актинолит.

Хризотил-асбест является магниальным гидросиликатом, химический состав которого теоретически выражается формулой $3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, что определяет содержание окислов в следующих соотношениях: MgO – 43–45 %; SiO₂ – 43,5 %; H₂O – 13,05 %.

Фактический состав хризотил-асбеста отличается от теоретического содержанием железа и некоторых других элементов. Двухвалентное железо

(FeO) частично изоморфно замещает в кристаллической решетке окись магния. Трехвалентное железо (Fe₂O₃) и прочие элементы являются загрязняющими минеральными примесями и не входят в кристаллическую решетку хризотил-асбеста.

Электронно-микроскопическими исследованиями Бадола, Ягодзинского и Багхи установлено, что волокна хризотила являются полыми и обнаруживают большое сходство с трубочками. Внутренний диаметр трубочек равен 130 °А, а их средний внешний диаметр 260 °А. Трубочки расположены с высокой степенью параллельности. Показатель преломления хризотил-асбеста $n_{пр} = 1,53-1,57$. Удельный вес составляет 2,49–2,53 г/см³. Твердость вдоль волокон равна 2, поперек – 2,5. Температура плавления равна 1550 °С. Кислотоупорность асбеста слабая, коэффициент теплопроводности мал, что обуславливает его высокие термоизоляционные свойства.

По механическим свойствам хризотил-асбест разделяют на три разновидности (табл. 7.3).

Таблица 7.3. Механические свойства хризотил-асбеста

Разновидность	Сопротивление на разрыв, кг/мм ²		
	волокно не деформировано	волокно, подверженное одному излому	волокно, скрученное на 5 оборотов
Нормальной прочности	300	200	150
Пониженной прочности	200	150	50
Ломкий	200	30	Не выдерживает

Пучок волокон ломкого асбеста (толщиной 0,5–1 мм) после второго-третьего изгиба под прямым углом ломается. Волокно пониженной прочности той же толщины, согнутое до 180°, не ломается и при освобождении выпрямляется, т.е. обладает упругостью.

Ломкий асбест отличается от нормального химическим составом: у него меньше содержание Н₂О и MgO и больше содержание закисного железа и кремнезема.

Хризотил-асбест при интенсивном нагревании теряет конституционную воду, при этом волокна теряют механическую прочность и легко разрушаются в порошок. Изменение его механических свойств при нагревании начинается еще до выделения конституционной воды (не с 400 °С, а с 70 °С). При 700 °С происходит полное разрушение хризотил-асбеста и образование форстерита.

Волокно хризотил-асбеста обладает низкой электропроводностью, которая зависит от содержания в нем примеси магнетита и FeO, изоморфно замещающей MgO.

Резко выраженная адсорбционная способность, явление гистерезиса в

отношении кристалло-адсорбционной воды может поставить асбест в ряд с органическим волокном.

Хризотил-асбест обладает способностью набухания, т.е. свойством поглощения воды. Более длинное волокно имеет меньшую степень набухания. Коэффициент набухания равен 1,08–1,63.

Щелочи, даже крепкие, хризотил-асбест не разрушают, но он не кислотостоек и даже слабые органические кислоты (уксусная) извлекают из него окись магния, от чего прочность и гибкость волокон резко падают.

Амфибол - асбест содержит такие минералы, как крокидолит, амозит, антофиллит, тремолит и актинолит. Наибольшее промышленное значение имеют крокидолит, амозит, антофиллит.

Основным достоинством этой группы является их высокая кислотостойкость.

Крокидолит - асбест хорошо расщепляется на тонкие, гибкие и прочные волокна. Толщина их достигает 0,9–1,8 мкм. По механической прочности он не уступает хризотил-асбесту и является наиболее прочным среди амфибол-асбестов. При нагревании прочность его понижается. Температура плавления равна 930–1150 °С, удельный вес составляет 3,2–3,3 г/см³. Длина волокон равна 20 мм, иногда достигает 50 мм и более.

Амозит - асбест имеет очень длинные волокна (100–250 мм). Толщина волокна равна 0,7–0,2 мкм. Расщепляется он хуже хризотил-асбеста.

Прочность на разрыв недеформированных волокон составляет 300 кг/мм², температура плавления – 1100–1200 °С.

Антофиллит - асбест имеет удельный вес 3,02 г/см³. Расщепление и механическая прочность у него хуже, чем у хризотил-асбеста. Из всей группы амфибол-асбеста он наиболее кислотостоек. Температура плавления равна 1300 °С. Длинные цельные волокна у антофиллит-асбеста встречаются редко. Отличается он наибольшей по сравнению с другими разновидностями асбеста теплостойкостью, кислотоупорностью, щелочестойкостью.

В подавляющем большинстве асбестовых изделий используется хризотил-асбест, удельный вес амфиболовых асбестов в асбестообрабатывающей промышленности не превышает 4–5 %. Последние применяются в изделиях, к которым предъявляются требования повышенной кислотостойкости.

Применение асбеста основано на использовании его свойств:

- волокнистости структуры и слабой агрегатной связности волокон;
- способности выдерживать (без изменения свойств) довольно высокие температуры (теплостойкость);
- высокой механической прочности и эластичности волокон;
- большой длины волокон;
- атмосферостойкости.

Асбестотекстильная промышленность. Основную массу асбестовых текстильных материалов составляют огнезащитные ткани и костюмы, тормозные ленты, уплотняющие прокладки и набивки, электроизоляционные

ленты и шнуры, тканые диски сцепления.

Основная масса асбестовых текстильных изделий вырабатывается из хризотил-асбеста высших сортов.

Крокидолит и амозит применяют для выработки изделий, к которым предъявляют требования кислотостойкости, или как добавку к хризотил-асбесту.

Асбестоцементная промышленность. Эта промышленность, в основном, использует механические свойства волокон асбеста и исключительно хризотил-асбест от 3-го до 6-го сорта.

Изготавливаются асбоцементные кровельные и стеновые плитки, листы, плиты и фасонные детали, облицовочные и отделочные листы и плиты, зонты для вестибюлей метро, вентиляционные каналы, мусоропроводы, трубы для водопроводов, канализации и газопроводов, электроизоляционные доски и детали.

Асбестокартонная и асбестобумажная промышленность. Она производит асбестовый картон, бумагу, диски сцепления, фильтры, кислотостойкие фильтры и прокладки. Применяется хризотил-асбест 4, 5, 6-го сортов и антофиллит-асбест 3, 4, 5-го сортов.

Асбесторезиновая промышленность. Изготавливает асбесторезиновые листы, уплотняющие прокладки. Применяют хризотил-асбест 3, 4, 5-го сортов жесткой и полужесткой текстуры.

Асбестовые термоизоляционные материалы и изделия. Этот вид материалов разделяется на две группы: чисто асбестовые и асбестовые композиции.

Чисто асбестовые материалы – это асбестовый пух-шнур, гофрированный асбестовый картон и сегменты (применяют 3-й, 4-й сорта асбеста). К композиционным асбестовым материалам относятся асбесто-магнезиальные и асбесто-доломитовые материалы (применяют 5, 6, 7-й сорта асбеста) и полумомкий хризотил-асбест мягкой текстуры.

Асбесто-битумные материалы. Представляют собой рубероид, дорожные покрытия, асбоасфальтные плитки. Введение тонко распушенного асбеста в битум повышает температуру его размягчения, увеличивает вязкость и снижает хрупкость при низких температурах. Используют 5-й, 6-й сорта асбеста.

Асбесто-бакелитовые изделия и материалы. Пластмассовые изделия из асбеста и бакелита вырабатываются двух сортов: кислотостойкие и теплостойкие (кислотостойкие прокладки, материал для кислотостойкой аппаратуры и прессованные тормозные колодки).

Применяют антофиллит-асбест 4, 5, 6-го сортов, хризотил-асбест 4-го, 5-го сортов.

Типы руд и месторождений асбеста

Материалы делятся на две группы: серпентина (хризотил-асбест) и

амфибола (амфибол-асбест).

Хризотил-асбест

Серпентины, к которым приурочены месторождения хризотил-асбеста, являются продуктом метаморфизма ультраосновных или же карбонатных пород. В соответствии с этим различают следующие два типа месторождений хризотил-асбеста:

- месторождения, образовавшиеся путем метаморфизма ультраосновных пород;
- месторождения, образовавшиеся путем метаморфизма доломитизированных известняков.

Наиболее распространены месторождения первого типа, второго – меньше и в них не содержится таких крупных скоплений асбеста, как в месторождениях первого типа.

Во всех месторождениях хризотил-асбест образует жилы, в которых волокна асбеста располагаются преимущественно перпендикулярно стенкам трещин. В зависимости от строения жил и их расположения среди вмещающих пород различают пять типов проявления асбестоносности.

Простые отороченные жилы залегают среди слабо серпентинизированных ультраосновных пород и имеют с обеих сторон полосы или оторочки плотного серпентина. Мощность оторочки на каждой стороне превосходит мощность жил в 2,5–2,8 раза. Отороченные жилы в месторождении образуют петлеобразную сеть или простираются на десятки метров.

Эти жилы содержат длиноволокнистый асбест, однако общее содержание асбеста в рудной массе невелико (0,5–2 %).

Сложные отороченные жилы отличаются от простых тем, что здесь оторочки имеют не одна, а целая серия параллельных друг другу жил асбеста, разделенных прослойками массивного серпентина. Мощность таких жил достигает 50–70 см. Они дают меньший выход длинного волокна, чем простые отороченные. Общее содержание асбеста в рудной массе составляет 2–4 %, достигая на отдельных участках 10–12 %.

Сетчатая асбестоносность представлена жилами асбеста, которые пересекают серпентины и слабо серпентинизированные перидотиты по всевозможным направлениям, пересекаящие друг друга под различными углами и образующие сетки разной густоты. Волокно имеет длину 12–20 мм. Содержание асбеста в руде равно 3–8 %.

Мелкопрожил представляет серии параллельных друг другу жил примерно одинаковой небольшой мощности. Расстояние между жилами асбеста колеблется от нескольких миллиметров до нескольких сантиметров и даже дециметров. Длина волокон достигает 5–6 мм, в среднем – 1–3 мм. Содержание асбеста составляет от 1 до 10–15 %.

Одиночные жилы достигают мощности 2 м. Содержание асбеста в них доходит до 40–50 %, но так как асбестоносные полосы находятся на значительном расстоянии одна от другой, то общее содержание асбеста в

рудной массе этого типа асбестоносности равно 8–15 %.

В зависимости от вида проявления асбестоносности месторождения хризотил-асбеста, связанные с ультраосновными породами, подразделяются на три подтипа: Баженовский, Лабинский, Карачаевский.

Месторождения Баженовского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде простых и сложных отороченных жил, сетчатой асбестоносности и мелкопрожила, встречающихся совместно. Рудные залежи представляют собой мощные тела (20–100 м) крутопадающие и протягивающиеся по простиранию на 100–2000 м. К этому подтипу относятся месторождения Баженовское, Красноуральское, Алапаевское, Джетыгаринское, Ильчирское, Актоврацкое.

Актоврацкое месторождение хризотил-асбеста приурочено также к ультраосновному массиву, с северной и южной стороны которого расположены линзообразные тела серпентинитов. На месторождении развиты простые и сложные отороченные жилы, встречаются также зоны мелкопрожила крупной и мелкой сетки. Содержание асбеста в руде в среднем по месторождению составляет 3 %. Актоврацкое месторождение подобно Баженовскому содержит текстильные сорта асбеста. По качественным показателям товарный асбест Актоврацкого месторождения не уступает асбесту Баженовского месторождения.

Месторождения Лабинского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде одиночных жил. Мощность рудных полос колеблется от нескольких сантиметров до 2 м. К этому подтипу относятся месторождения Лабинское, Псянчинское и др.

Месторождения Карачаевского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде продольноволокнистых жил. Рудные залежи имеют штоко- и линзообразную форму.

Крупнейшим в мире месторождением хризотил-асбеста является Баженовское (Урал).

На территории Казахстана расположены Джетыгаринское и Ешке-Ульмесское месторождения.

В районах Восточной Сибири находятся Актоврацкое (Тува) и Ильчирское (Бурятия) месторождения.

За границей к числу крупнейших месторождений относятся месторождения в Канаде, Федерации Родезии, Южно-Африканской Республике.

Амфибол-асбест

Месторождения амфибол-асбеста не обладают такой строгой приуроченностью к определенным породам, как месторождения хризотил-асбеста.

Месторождения наиболее ценных разновидностей амфибол-асбеста-крокидолита и амозита известны в Южной Африке, в Капской провинции и в Северо-Восточном Трансваале, где они приурочены исключительно к своеобразным железисто-кремнистым осадочным породам, в которых

крокидолит и амозит образуют серию поперечноволоконистых прожилков различной мощности.

Месторождения антофиллит-асбеста связаны с серпентинитами и талько-карбонатными породами. Рудные залежи представляют собой штокообразные и линзообразные тела неправильной, прихотливой формы с резко колеблющимися размерами и неясным, постепенным переходом в неасбестизированные породы. По простиранию и по мощности они измеряются большей частью несколькими десятками метров.

Эксплуатируемые месторождения антофиллит-асбеста имеются в России (Урал), в Финляндии и в США (Штат Джорджия).

Требования промышленности к асбесту

При предварительной качественной оценке асбестовой руды необходимо пользоваться теми показателями, которыми характеризуются руды разрабатываемых уже месторождений и теми требованиями, которые предъявляют потребители к товарным продуктам.

На асбестовые руды нет ни ГОСТов, ни единых ведомственных технических условий, так как нормализация этих условий очень сложна. В противоположность металлическим рудам, где решающим показателем качества служит валовое содержание металла, качество асбестовых руд определяется целым комплексом показателей.

Наиболее важными характеристиками состава хризотил-асбеста, существенно влияющими на технические свойства (механическую прочность, эластичность и распушиваемость) являются отношение MgO/SiO_2 , содержание двухвалентного железа и воды. Желательно, чтобы отношение MgO/SiO_2 находилось в пределах 0,92–1,07, содержание FeO не превышало 2 %, а содержание высокотемпературной воды было не менее 12 %.

Из загрязняющих примесей наибольшее отрицательное влияние на физико-механические свойства хризотил-асбеста оказывает карбонат кальция, который, цементируя элементарные кристаллы, увеличивает их агрегатную связанность, что снижает эластичность и распушиваемость волокон. В случае использования асбеста в электроизоляционных материалах важное значение приобретает содержание в асбесте магнетита, гематита и щелочей, снижающих его диэлектрические свойства.

Марки и технические требования к асбесту хризотилловому – продукту обогащения асбестовых руд, предназначенному для производства асбесто-технических, асбесто-цементных изделий и теплоизоляции для нужд народного хозяйства и на экспорт, приведены в табл. 7.4–7.6.

Таблица 7.4. Марки асбеста хризотилового по ГОСТ Р 12871-93 (Статус: Действующий)

Группа	Обозначение марки	Группа	Обозначение марки
--------	-------------------	--------	-------------------

0	A-0-80 A-0-55	5	A-5-65 A-5-50
1	A-1-75 A-1-50	6	A-6-45 A-6-40 A-6-30 A-6-20
2	A-2-30 A-2-22 A-2-15		6К
3	A-3-70 A-3-60 A-3-50	7	
4	A-4-40 A-4-30 A-4-20 A-4-10 A-4-15		

Примечание. В обозначении марок приняты следующие буквенные выражения: А – наименование материала; К – способ получения асбеста (из продуктов пылеосадительных устройств). Первая цифра показывает группу, вторая – гарантированный минимальный остаток на основном сите контрольного аппарата для асбеста групп 0–6 и насыпную плотность для асбеста 7-й группы.

Таблица 7.5. Технические требования к асбесту хризотилловому 0, 1 и 2-й групп по ГОСТ Р12871-93 (Статус: Действующий)

Марка	Массовая доля остатка, %, не менее, на ситах с размером стороны ячейки в свету		
	12,7 мм	4,8 мм	1,35 мм
A-0-80	80	10	8
A-0-55	55	30	13
A-1-75	75	18	2
A-1-50	50	42	3
A-2-30	30	48	15
A-2-22	22	55	16
A-2-15	15	60	18

Таблица 7.6. Технические требования к асбесту хризотилловому 3, 4, 5 и 6-й групп по ГОСТ 12871-93 (Статус: Действующий)

Марка	Массовая доля остатка, %, не менее, на ситах с размером стороны ячейки в свету			Массовая доля ции менее 0,4 м не более фрак %,
	0	70	20	
A-3-70	0	70	20	2,5
A-3-60	0	60	30	2,8
A-3-50	0	50	35	3,0

A-4-40	0	40	44	3,5
A-4-30	0	30	50	4,0
A-4-20	0	20	58	4,5
A-4-10	0	10	65	4,5
A-4-5	0	5	70	5,0
A-5-65	0	0	65	9,0
A-5-50	0	0	50	10,0
A-6-45	0	0	45	12,5
A-6-40	0	0	40	13,0
A-6-30	0	0	30	14,0
A-6-20	0	0	20	14,5
A-6К-45	0	0	45	13,0
A-6К-30	0	0	30	20
A-6К-20	0	0	20	24
A-6К-5	0	0	5*	25

Примечание. При превышении остатка на основном сите контрольного аппарата допускается соответствующее его уменьшение на следующих ситах так, чтобы сумма остатков на основном сите и последующих ситах была не менее указанных в табл. 7.5, 7.6.

В зависимости от длины волокна асбест делится на восемь групп. Асбест нулевой, первой, второй групп делится на девять марок; асбест третьей, четвертой, пятой, шестой групп на двадцать девять марок; асбест седьмой группы – на четыре марки. Первая цифра показывает группу, вторая – массовую долю остатка на ситах в асбесте нулевой, первой, второй третьей, четвертой, пятой, шестой групп и насыпную плотность для асбеста седьмой группы.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №27

Тема: Методы обогащения асбестовых руд

План:

1. Обогащение отсасыванием.
2. Обогащение в центробежных воздушных сепараторах.
3. Обогащение в пневматических сепараторах.
4. Обогащение на наклонных плоскостях

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Обогащение асбестовых руд

Выбор схемы технологического процесса и конечные результаты обогащения зависят от свойств исходной руды: минерало-петрографического состава, механических свойств породы, вмещающей асбест, типа асбестоносности, содержания асбеста в руде, сортности (длины) волокна, степени сцепления прожилков асбеста с вмещающей породой, способности агрегатов волокна к расщеплению и наличию вредных примесей.

Руды различных залежей и участков месторождения независимо от общего содержания в них асбестового волокна и его сортности не являются равноценными по обогатимости. Даже в одном и том же месторождении встречаются руды, требующие различных схем и приемов обогащения.

Физические свойства асбеста и включающих его пород многообразны, поэтому почти все методы обогащения полезных ископаемых, известные в современной технике, могут быть с большим или меньшим успехом применены к обогащению асбестовых руд, но при этом необходимо сделать следующее:

- сохранить природную длину и текстуру волокна, т.е. предотвратить укорачивание волокна и чрезмерную распушку;
- обеспечить максимальное извлечение асбестового волокна из руды;
- освободить асбестовые волокна от гали и пыли, а также от случайных посторонних включений;
- получить достаточно однородные по длине волокна сорта товарного асбеста.

Несмотря на принципиальную возможность применения различных методов извлечения асбеста из руды, лишь немногие из них получили практическое применение. Обогащение асбестовой руды в основном

производится сухими гравитационными методами: отсасыванием, сепараций, частично на наклонных плоскостях.

Обогащение отсасыванием

Этот способ основан на различии объемных весов распушенного асбестового волокна ($0,5 \text{ г/см}^3$) и плотных зерен сопутствующей породы ($2,5 \text{ г/см}^3$) и вследствие этого на различии скоростей витания.

Принцип обогащения *отсасыванием* состоит в следующем. Руда после крупного и среднего дробления и сушки с влажностью не более 2 % подвергается многостадийному мелкому дроблению, в результате которого асбестовое волокно освобождается от породы и частично распушивается, а сопутствующая порода остается в виде мелких кусков и зерен.

Вскрытое в каждой стадии асбестовое волокно должно быть сразу выделено из массы руды, чтобы сохранить его природную длину и текстуру от разрушения в следующих стадиях дробления.

Скоростью витания называют такую скорость воздушного потока, при которой твердые частицы находятся во взвешенном состоянии в вертикальном воздушном потоке.

Следует помнить, что из-за наличия в дробленной руде зерен и волокон с одинаковой скоростью витания они будут извлекаться вместе в виде черного концентрата.

Обогащение отсасыванием производится на грохотах или в воздушно-проходных сепараторах.

На *наклонных грохотах*, совершающих возвратно- поступательное движение с небольшой амплитудой и сравнительно высокой частотой колебания, раздробленная руда при движении от верхнего загрузочного конца к нижнему разгрузочному стратифицируется. При этом волокно «всплывает» в верхний слой, а зерна породы сосредотачиваются в нижнем. Асбестовое волокно, всплывающее на поверхность рудного потока, извлекается с грохота воздушной струей и транспортируется в циклоны, где и осаждается (рис. 7.1).

Оставшиеся на грохоте продукты, представленные в основном зернами руды и породы, поступают в следующую стадию дробления.

При обогащении в *воздушно – проходном сепараторе* концентраты извлекаются продуванием относительно тонкого слоя падающей дробленной руды. Воздушный поток, несущий черновой концентрат, транспортируется по трубам в циклоны, где и освобождается от взвешенных в нем частиц.

Транспортирование извлеченного концентрата по трубам осуществляется движением воздушного потока, создаваемого вентилятором.

Лучшее извлечение асбеста при минимальном захвате частиц породы происходит при условии, что скорость воздушного потока в воздухоприемнике будет больше скорости витания асбеста и меньше скорости витания породы.

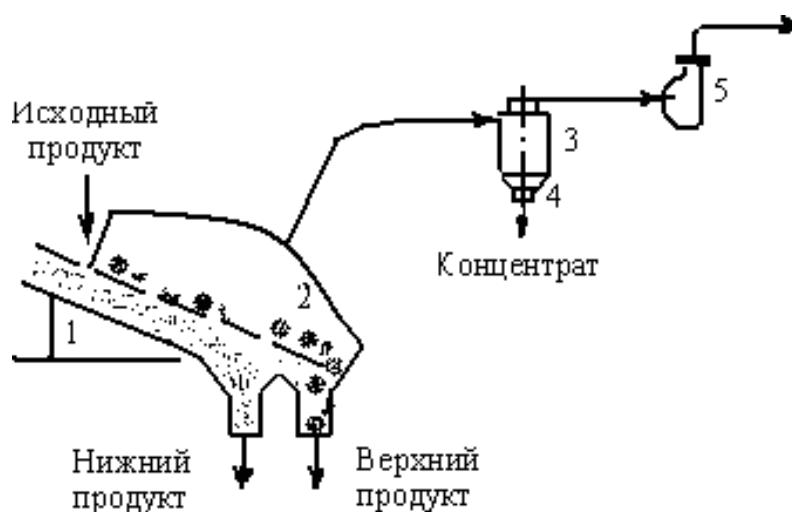


Рис. 7.1. Принципиальная схема обогащения отсасыванием:

- 1 – грохот; 2 – воздухоприемники; 3 – циклон; 4 – разгрузитель;
5 – вентилятор

Практически при витании тело не находится в покое, а колеблется около некоторого равновесного положения. Колебание будет тем меньше, чем ближе тело по своей форме приближается к шару.

Скорость витания V_s можно определить по формуле

$$V_s = K\sqrt{\delta \cdot d} \text{ , м/с,}$$

где,

K – коэффициент, зависящий от формы тела, состояния поверхности;

δ – удельный вес материала;

d – диаметр зерна.

По данным Г.В. Жуковского, для асбеста жесткой и мягкой текстуры $K = 3$. Тогда формула примет вид

$$V_s = 3\sqrt{\delta \cdot d} \text{ , м/с.}$$

Скорость витания асбестового волокна зависит от его длины, толщины, текстуры и находится в пределах 6–8 м/с, скорость воздуха в трубопроводе принимается в 2,5–3 раза больше.

Скорость витания зерен округлой формы бывает больше скорости витания зерен продолговатой и плоской формы. С увеличением размера зерен

скорость витания увеличивается. Наиболее трудно происходит отделение волокна и породы в мелких классах (1–10 мм), так как скорости волокна и породы сближаются.

Процесс протекает более эффективно с применением узкой шкалы классификации.

При одинаковом удельном весе породы и асбеста удовлетворительное разделение достигается, когда диаметр кусков породы в 2 раза меньше диаметра кусков асбеста (если по равновеликому шару).

Операция очистки черновых концентратов от содержания в них зерен породы и сростков асбеста (обезгаливание) производится на таких же плоскокачающихся грохотах с отсасыванием. При этом режим грохота и отсасывания иной. Чтобы максимально освободиться от гали и получить чистейший концентрат может быть 2–3 стадии обезгаливания. Заключительными операциями процесса являются обеспылевание и классификация обезгаленных промежуточных концентратов на товарные сорта.

Достоинствами обогащения отсасыванием являются высокая механизация процесса, сравнительно высокое извлечение и возможность обработки руд с низким содержанием асбеста.

К недостаткам относятся: большие удельные расходы воздуха на тонну перерабатываемой руды, а в связи с этим сложность и громоздкость воздушного хозяйства; некоторое снижение природных качеств волокна, сложность классификации на товарные сорта; необходимость использования большого количества машин для извлечения короткого волокна и его последующей очистки.

Обогащение в центробежных воздушных сепараторах

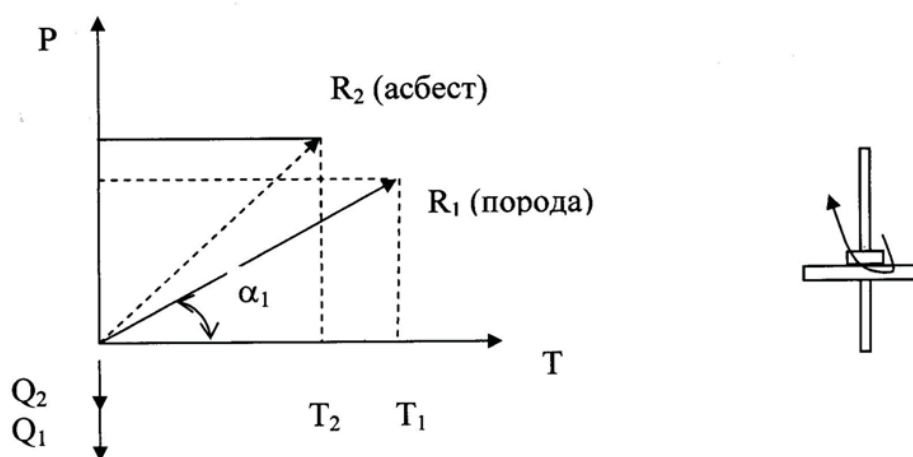


Рис. 7.2. Схема действующих сил в центробежном воздушном

сепараторе

Процесс разделения в центробежных воздушных сепараторах происходит в основном за счет частичного расслоения руды, разбрасываемой с быстровращающегося диска, который сообщает отдельным частицам различную центробежную силу и соответственно различные скорости с одновременным продуванием слоя руды с замкнутым воздушным потоком внутри сепаратора (рис. 7.2).

На частицу в сепараторе действуют следующие силы: центробежная T , сила тяжести Q и динамическое давление струи воздуха P .

Центробежная сила выражается формулой

$$T = \frac{mV^2}{R},$$

где,

m – масса тела (частицы);

V – скорость по окружности диска;

R – радиус диска.

Масса тела и скорость вращения диска, соответственно, равны

$$m = \frac{\pi d^3}{6} \delta,$$
$$V = \frac{2 \pi r n}{60},$$

где,

d – средний диаметр зерна, мм;

δ – удельный вес зерна;

n – скорость вращения диска, об/мин.

Таким образом, центробежная сила

$$T = \frac{\pi d^3 \delta n^2 r^2 \pi}{900 \cdot 6} = \frac{\pi^3 d^3 r \delta n^2}{5400} = \frac{d^3 r \delta n^2}{174} \text{ дин.}$$

Сила тяжести определяется по формуле

$$Q = mg_0,$$
$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g,$$

где,

g_0 – ускорение частицы в среде;

Δ – плотность воздуха;
 g – ускорение силы тяжести.

Принято, что плотность воздуха $\Delta = 0,00123$ при давлении 760 мм рт. ст. и $T = 15$ °С. Тогда

$$Q = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g .$$

Динамическое давление струи воздуха вычисляется по выражению

$$P = \psi d^2 u^2 \Delta ,$$

где,

ψ – коэффициент сопротивления воздуха;

u – скорость движения струи воздуха;

Δ – плотность воздуха.

При этих условиях сила тяжести будет иметь подчиненное значение по сравнению с центробежной силой и силой динамического давления воздуха, поэтому ею пренебрегают при определении равнодействующей силы R_2 и направления R движения частицы. В этом случае угол α наклона к горизонту равен

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{P}{T} = \frac{174 \Psi d^2 u^2 \Delta}{r n^2 d^3 \delta} = \frac{174 \Psi u^2 \Delta}{r n^2 d \delta} .$$

Из этой формулы следует, что угол отклонения частиц от горизонта будет тем больше, чем больше скорость струи воздуха и тем меньше, чем больше размер зерна и больше его удельный вес.

Обогащение в пневматических сепараторах

Отделение свободного волокна в пневматическом сепараторе происходит в результате пересечения под определенным углом равномерно распределенного рудного потока струей воздуха (рис. 7.3). Но если на грохоте и в центробежных сепараторах рудный поток перемещается почти горизонтально, а воздух чаще всего движется вертикально, то в пневматическом сепараторе, наоборот, руда движется по вертикали, а воздушный поток по горизонтали.

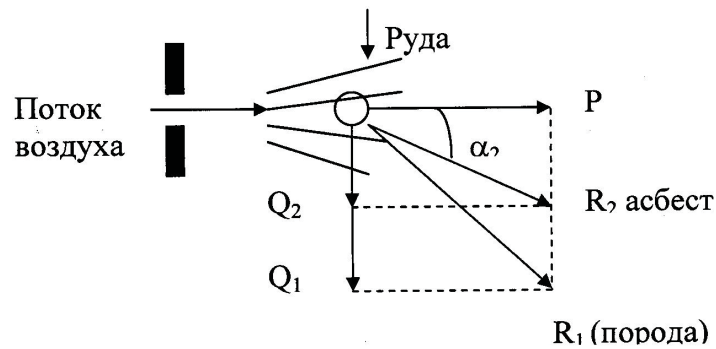


Рис. 7.3. Схема действующих сил в пневматическом сепараторе

При падении в пневмосепараторе одного зерна на него действуют силы динамического давления воздуха

$$P = \psi d^2 u^2 \Delta$$

и силы тяжести

$$Q = mg,$$

где,

ψ – коэффициент сопротивления воздуха;

u – скорость движения струи воздуха, см/с;

Δ – плотность воздуха, г/см³;

g – ускорение силы тяжести, см/с²;

d – диаметр частицы, мм;

m – масса частицы, г.

По мере удаления частиц от стенки камеры, вдоль которой они падают и через отверстия которой продувается воздух, они теряют свою скорость.

При этом сила P , с которой воздух воздействует на частицы породы и волокна, уменьшается пропорционально квадрату снижения скорости.

Равнодействующая сила R и сила тяжести Q определится тангенсом угла α :

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{Q}{P} = \frac{Q}{\Psi d^2 u^2 \Delta}, \quad Q = \frac{\pi d^3 \delta}{6} \cdot g,$$

где, δ – удельный вес зерна.

Тогда

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\pi d \delta g}{6 \Psi u^2 \Delta}.$$

Из формулы следует, что при одинаковом удельном весе зерен угол α будет тем больше, чем больше диаметр зерна. Таким образом, зерна породы будут проходить воздушный поток, а волокна асбеста, имеющие меньший угол,

будут увлекаться струей воздуха.

На практике это явление происходит значительно сложнее. Для достижения более эффективной работы пневмосепаратора и более полного извлечения волокна скорость воздушной струи принимают равной

$$U_B = K \cdot V_B,$$

где,

U_B – скорость воздушной струи при пересечении потока руды, м/с;

K – коэффициент, зависящий от весовой концентрации μ твердых частиц в воздухе (от 1,25 до 3,0);

V_B – скорость витания наиболее твердой частицы, м/с.

Скорость витания частиц V_B в воздухе приблизительно равна скорости свободного падения ее в той же среде:

$$V_B = V_0 = 30 \cdot 300 \cdot d^2 \delta, \text{ см/с.}$$

Весовая концентрация μ воздушной смеси определяется по формуле

$$\mu = \frac{Q_n}{Q_B},$$

где,

Q_n – количество волокна и тонких частиц породы, кг/ч;

Q_B – весовой расход воздуха, кг/ч,

$$Q_B = V_B \cdot \Delta, \text{ кг/ч,}$$

где,

V_B – объем воздуха, расходуемого в пневмосепараторе, м³/ч;

Δ – плотность воздуха, $\Delta = 1,23 \text{ кг/м}^3$.

Определив количество волокна и гали Q_n и задавшись величиной μ , находим весовой расход воздуха:

$$Q_B = \frac{Q_n}{\mu} \text{ кг/ч.}$$

Зная V_B и скорость воздушного потока U , определяем необходимое сечение щели, через которую должен проходить воздух:

$$S_{\text{щ}} = \frac{V_B}{U}, \text{ м}^2.$$

Правильно подобранное сечение щели позволит получить высокие показатели обогащения.

Обогащение на наклонных плоскостях

Данный способ обогащения применяется преимущественно на небольших асбестообогатительных фабриках, где при незначительных энергозатратах обеспечивается отделение волокна от породы при сохранении его природных качеств.

Обогащение на наклонных плоскостях основано на различии коэффициентов трения и упругости чистого асбестового волокна, сростков волокна с зернами породы и сростками зерен пустой породы между собой.

Отделение волокна от породы происходит в период прохождения механической смеси волокна породы по наклонной плоскости.

Коэффициент трения асбестового волокна и его агрегатов по железу равен 0,7–0,8, а пустой породы – 0,3–0,5.

При движении смеси свободного асбестового волокна и зерен породы по наклонной плоскости первое медленно скользит и падает недалеко от нижней кромки плоскости.

Зерна породы быстро скатываются с плоскости и по инерции падают значительно дальше. Различие в величине сил трения скольжения волокна и трения скольжения зерен породы бывает значительно меньше для руды мелких классов.

При крупности зерен руды и асбестового волокна менее 1 мм разница в трении почти исчезает и точного разделения волокна и породы не происходит.

Движение смеси частиц руды по наклонной плоскости происходит под действием силы тяжести.

Если на плоскости, наклоненной под углом α , находятся две частицы А и В с различным коэффициентом трения, то для каждой из них можно определить соотношение сил при весе зерна Р и коэффициента трения φ .

Скорость движения частиц определяется по формуле

$$V = \sqrt{2\ell g(\sin \alpha - \varphi \cos \alpha)}, \text{ м/с,}$$

где,

ℓ – длина плоскости, м;

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

φ – коэффициент трения.

Эта скорость будет меньше для частицы, обладающей большим коэффициентом трения и, наоборот, больше для частицы, обладающей меньшим коэффициентом трения. Следовательно, в момент достижения конца наклонной плоскости обе частицы с разными коэффициентами трения будут

иметь разные скорости движения.

Асбестовое волокно, имеющее меньшую скорость движения, падает вблизи от плоскости, а куски породы, имея большую скорость движения, падают дальше. Сростки породы и асбеста будут иметь какую-то среднюю скорость и путь, пройденный ими, будет так же средним, в результате чего выделится промежуточный продукт, требующий дополнительной обработки.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №28

Тема: Методы обогащения асбестовых руд

План:

1. Вибрационный способ обогащения.
2. Схемы обогащения. Фабрики.
3. Производство асбестовых изделий и материалов.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Вибрационный способ обогащения

Еще в 1947 г. Д.А. Плисс разработал вибрационный способ и машину для разделения материалов. Сущность этого способа заключается в том, что сыпучие материалы, помещенные на наклонную вибрирующую поверхность, могут разделяться в зависимости от крупности, формы, коэффициента трения, упругости и других параметров составляющих компонентов.

Для осуществления эффективной сепарации должны быть выбраны определенные параметры вибрационной установки, учитывающие характеристику разделяемых компонентов, и требования, предъявляемые к продуктам сепарации.

Сепарацию можно проводить в режиме с отрывом или без отрыва. Движение частицы по наклонной вибрирующей поверхности в режиме без отрыва зависит от коэффициентов трения, а в режиме с отрывом – от коэффициента восстановления и коэффициента мгновенного трения.

Из сказанного следует, что если на вибрирующую поверхность подавать материал, компоненты которого отличаются друг от друга по коэффициентам трения или коэффициентам восстановления при ударе, то он может быть разделен на соответствующие компоненты. Это обстоятельство предопределяет принципиальную возможность разделения на вибрирующей поверхности сыпучих материалов по крупности, так как коэффициенты восстановления мелких и крупных зерен однородного материала существенно различаются между собой. Практически доказано, что разделение по крупности более четко осуществляется в режиме с отрывом. Разделение близких по размеру материалов по форме более четко осуществляется в режиме без отрыва, где разделяющим фактором является коэффициент трения частиц о поверхность.

Дробленая асбестовая руда представляет собой механическую смесь, состоящую из трех компонентов: свободного асбестового волокна, змеевика и

пыли. Процесс первичного обогащения заключается в выделении из руды концентрата, состоящего из асбестового волокна и пыли. В дальнейшем волокно обеспыливается на специальных аппаратах.

Важной предпосылкой для обеспечения эффективного обогащения асбестовой руды на вибрационном сепараторе является значительная разница в коэффициентах трения змеевика и волокна. Коэффициенты восстановления для этих компонентов также существенно различаются. При вибросепарации необходимо подобрать такие параметры работы установки и такую характеристику рабочей поверхности, при которых будет обеспечено движение волокна и змеевика в разные стороны.

Сепарацию асбестовой руды целесообразно проводить в режиме с отрывом, так как при интенсивном встряхивании руды за счет сегрегации происходит выделение равновеликих и мелких зерен змеевика, разбросанных между волокнами асбеста. При отсутствии подбрасывания эти зерна увлекаются вместе с волокном. Установив оптимальный угол наклона деки, можно получить четкое разделение волокна и змеевика. Волокно в этом случае транспортируется вверх, а змеевик скользит вниз. Наиболее простой рабочей поверхностью является вибрирующая плоскость, установленная под углом к горизонту. Однако такая вибродека может обеспечить достаточно четкое разделение, если материал подается по одному зерну, т.е. при весьма малой производительности. В противном случае вблизи места загрузки создаются противотоки материала, при этом волокно увлекает вверх некоторое количество змеевика, а скользящий вниз змеевик увлекает часть волокна.

Более высокая производительность достигается, если вибродека наклонена одновременно в двух направлениях: в продольном и поперечном под небольшим углом вниз. Двойной наклон вибродеки обеспечивает веерообразное распределение на ней сепарируемого материала. Вверх транспортируется асбестовое волокно и пыль, вниз скользит крупный змеевик, в сторону направляется относительно небольшое количество промежуточного продукта, включающего нераспушенные агрегаты волокна («пешку»), и мелкий змеевик.

Качество сепарации может быть улучшено, если использовать не плоскую, а вогнутую вибродеку, у которой продольный угол наклона постепенно увеличивается, а угол вибраций уменьшается по мере движения материала снизу вверх.

Обогащение руд антофиллит-асбеста

Обогащение руд антофиллит-асбеста осуществляется многостадийным

дроблением с последующим отделением вскрытого волокна асбеста от сопутствующей породы.

При обогащении отсасыванием производится многостадийное дробление с достаточно сильной распушкой волокна (в отличие от хризотил-асбеста) с целью максимального освобождения волокна от сопутствующих пород. Обогащение основано на различии в форме и величине частиц, получаемых при дроблении.

Оно производится путем просева на грохоте. При этом извлечение волокна бывает не более 60–65 %.

Породы и минералы, содержащиеся в руде антофиллит-асбеста, обладают весьма различными физическими свойствами.

Несмотря на широкие возможности применения различных методов обогащения, руда антофиллит-асбеста пока обогащается методом отсасывания, являющимся наиболее простым и обеспечивающим требуемое качество готовой продукции.

Схемы обогащения. Фабрики

Технологические процессы действующих асбестообогащительных фабрик, работающих по гравитационному методу, включают следующие операции: крупное и среднее дробление, сушку руды, мелкое дробление, извлечение концентратов, обеспыливание и классификацию асбеста по сортам.

Крупное дробление осуществляется в щековых и конусных дробилках, среднее – в конусных, мелкое – в короткоконусных или дезинтеграторах, валковых, молотковых, кулачковых дробилках.

Сушку производят в барабанных или шахтных сушилках (снижение влаги до 15–2 %). Температура сушки не должна превышать 500–600 °С во избежание снижения прочности волокна асбеста.

Руда после сушки транспортируется в склад сухой руды, необходимость которого обуславливается следующими аспектами:

- затруднениями при обогащении горячей (60–70 °С) руды, продолжающей выделять пар (забивка воздухопроводов, отверстий сит на грохотах);
- необходимостью усреднения перед обогащением;
- низкой прочностью горячего волокна.

На всех этапах процесса обработки асбестовых руд большое значение имеет грохочение. В отдельных случаях эта операция является вспомогательной, например, при грохочении перед дробилками. В других случаях она выполняет одну из основных функций обогащения. Из общего

количества обогатительных машин асбестообогатительных фабрик наибольшее количество их приходится на долю различных типов грохотов, поэтому асбестообогатительные фабрики раньше назывались сортировками.

Имеется разница в обогащении руд низкосортных и высокосортных.

Асбест с длиной волокна больше 18 мм получают путем ручной сортировки. Это трудоемкая работа. После отбора длинноволокнистого асбеста рядовая руда обогащается одинаково с низкосортной.

Схемы цеха крупного дробления обогатительных фабрик

Крупное дробление руды производится в цехе дробильно-сортировочного корпуса (ДСК) в 3–4 стадии с установкой обычно в первой стадии щековых дробилок, во второй и третьей – конусных дробилок.

После каждой стадии дробления производится классификация дробленой руды на грохотах (колосниковых и виброгрохотах) с целью выделения в просев грохота класса –30(–50) мм с одновременной концентрацией в нем свободного волокна. Класс –30(–50) мм направляется на сушку.

В процессе первых стадий дробления руды осуществляется вскрытие наиболее качественного по длине и текстуре волокна, которое необходимо сразу же извлечь (в ДСК), чтобы избежать его распушки при транспортировке и складировании. Для этой цели предусматривается установка воздушно-проходных сепараторов (ВПС) или грохотов с круговыми движениями деки в горизонтальной плоскости (ГКД).

Последующая транспортировка, складирование и обработка концентратов ДСК производится отдельно от рудного потока, что улучшает качество текстильных сортов асбеста.

Обработка в ДСК низкосортных и высокосортных руд производится на различных секциях по разным схемам.

Для переработки высокосортных руд предусматриваются специальные операции для извлечения высокосортного асбеста. Например, с помощью грохочения на грохотах с прутковыми сетками, дополнительного дробления их в молотковых дробилках и операций по выработке кускового асбеста (ручная отбойка).

Сушке подвергается только руда крупностью –30 мм, так как в этом классе концентрируется избыточная влага.

Сушка продукта способствует также сохранению длины и текстуры волокна. Применяются сушильные печи шахтного типа. Они значительно экономичнее и проще в эксплуатации, чем сушильные барабаны.

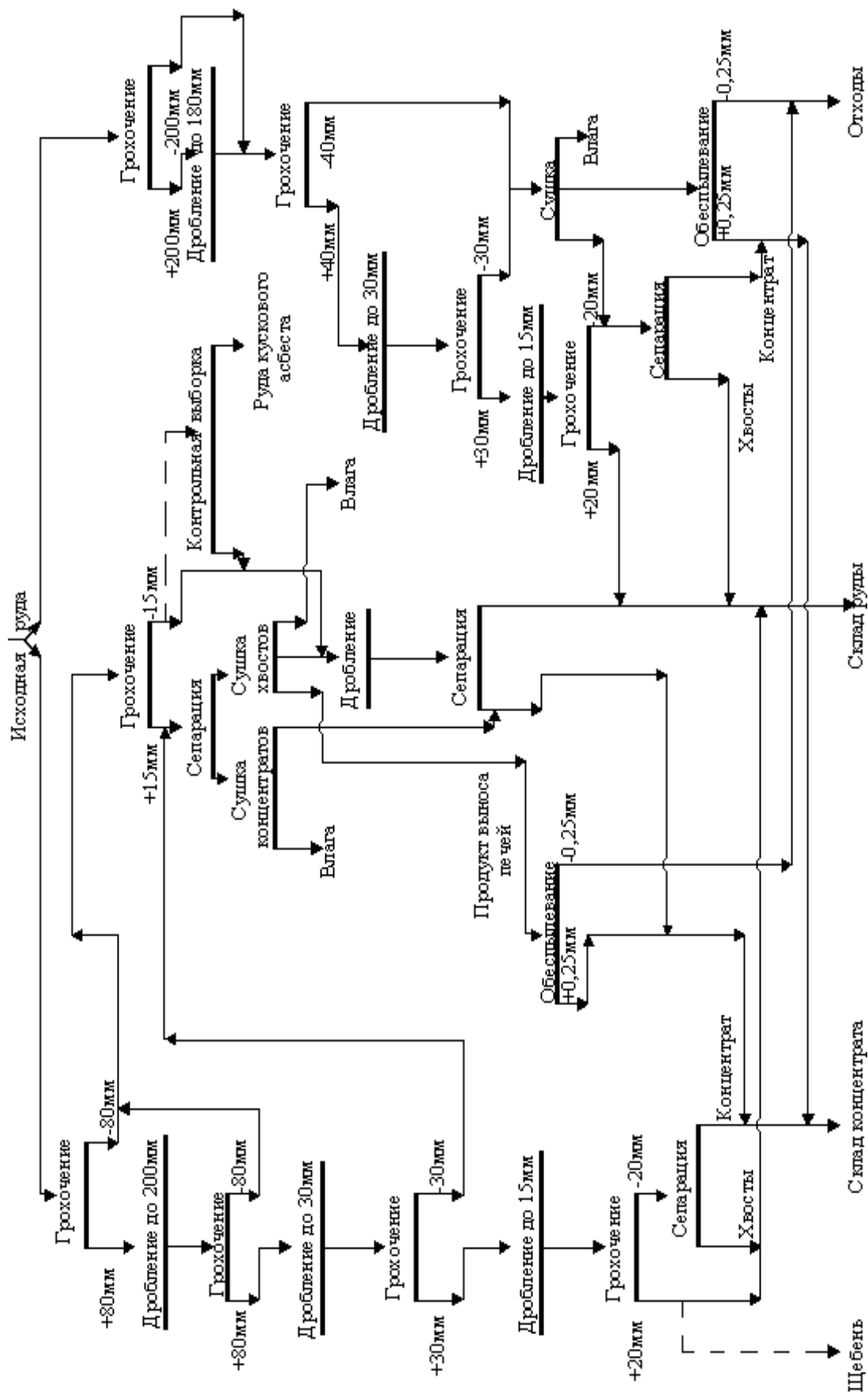


Рис. 7.4. Технологическая схема ДСК Актовракской асбестово-обогатительной фабрики

Обработка продукта выноса из сушильных печей производится отдельно от рудного потока. Это уменьшает общую запыленность рудного потока, поступающего в цех обогащения, а также сохраняет текстуру извлеченного волокна.

Примером разобранных схем является схема ДСК Актовракской фабрики (рис. 7.4).

Схемы цеха мелкого дробления (обогащения)

В практике работы действующих асбестообогащительных фабрик основные операции обогащения асбестовых руд производятся в так называемых цехах мелкого дробления (цех обогащения). Здесь руды подвергаются многостадийному дроблению с целью постепенного вскрытия волокна. В каждой стадии дробления производится извлечение черновых концентратов методом отсасывания воздушной струей. Дальнейшая обработка заключается в обезгаливании, обеспылевании и классификации черновых концентратов с получением сортового асбеста на сходе или в просеве классифицирующего аппарата.

Дробление руды производится обычно в 4–5 стадий для рядовых и в 7–8 стадий для высокосортных руд с использованием в каждой стадии различного дробильного оборудования: в первой стадии – короткокonusных или валковых дробилок, в 3–4 – дезинтеграторов и кулачковых дробилок, в пятой – кулачковых дробилок.

Для извлечения и обезгаливания черновых концентратов применяются однотипные плоскокачающиеся грохоты; классификация и обеспыливание черновых концентратов производится в сортировочных ситах (барабанных грохотах 1200–6600 мм) или рассевах.

Обработка продуктов (сходы и просевы перечистных грохотов, просевы сортировочных сит и рассевов) производится отдельно от основного потока с применением для вскрытия асбеста стержневых мельниц или кулачковых распушителей, для извлечения черновых концентратов – воздушно-центробежных сепараторов «Механобр».

На Джетыгаринской фабрике (рис. 7.5) используют вертикальные молотковые дробилки и распушители, грохоты кругового движения ГКД, обеспылеватели ОА-61, вибровоздушные обезгаливатели ВВО.

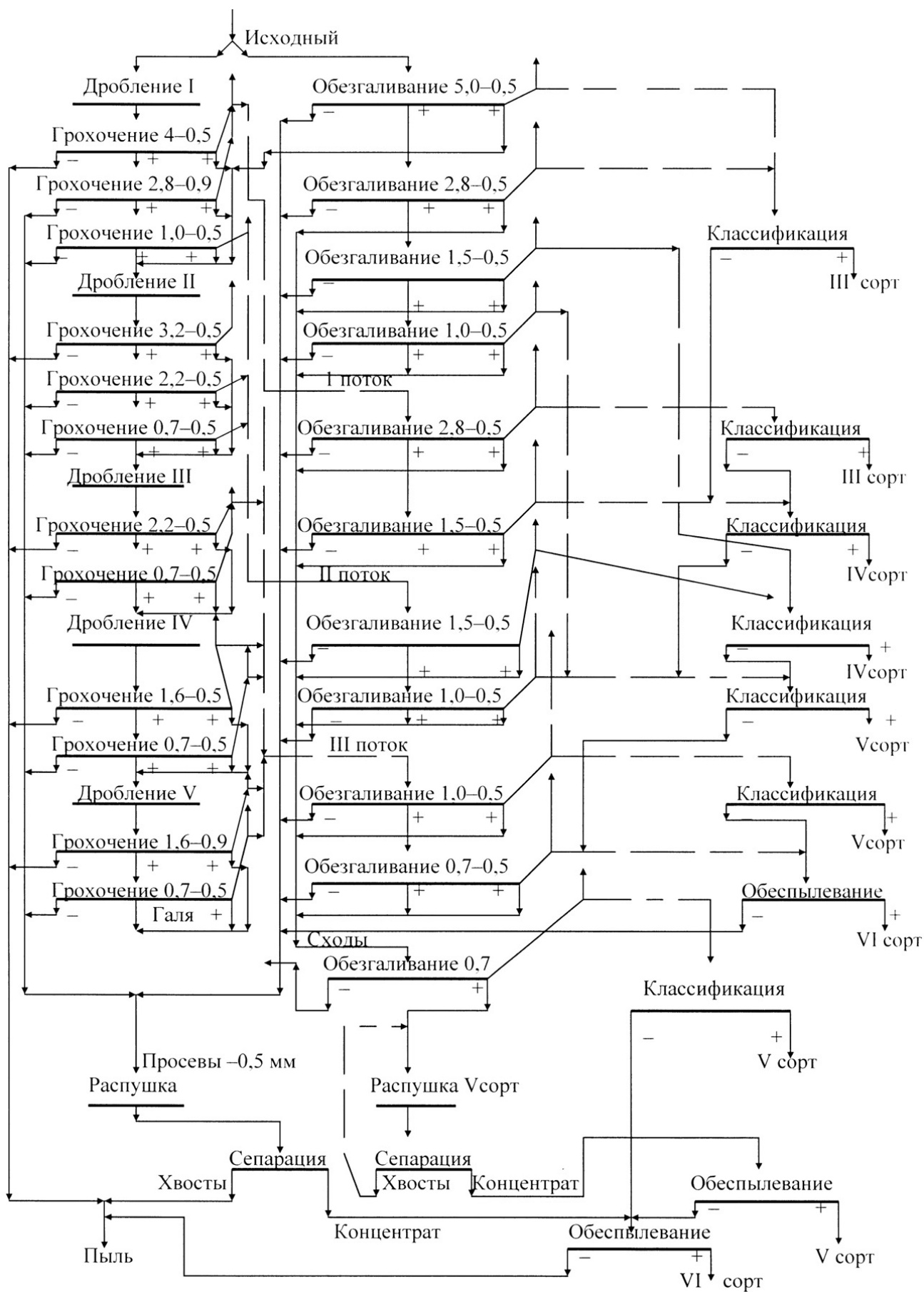


Рис. 7.5. Схема обогащения Джетыгаринской фабрики

В последнее время применяют распушители СМА-248, дробилки СМА-277, модернизированные рассевы СМА-267.

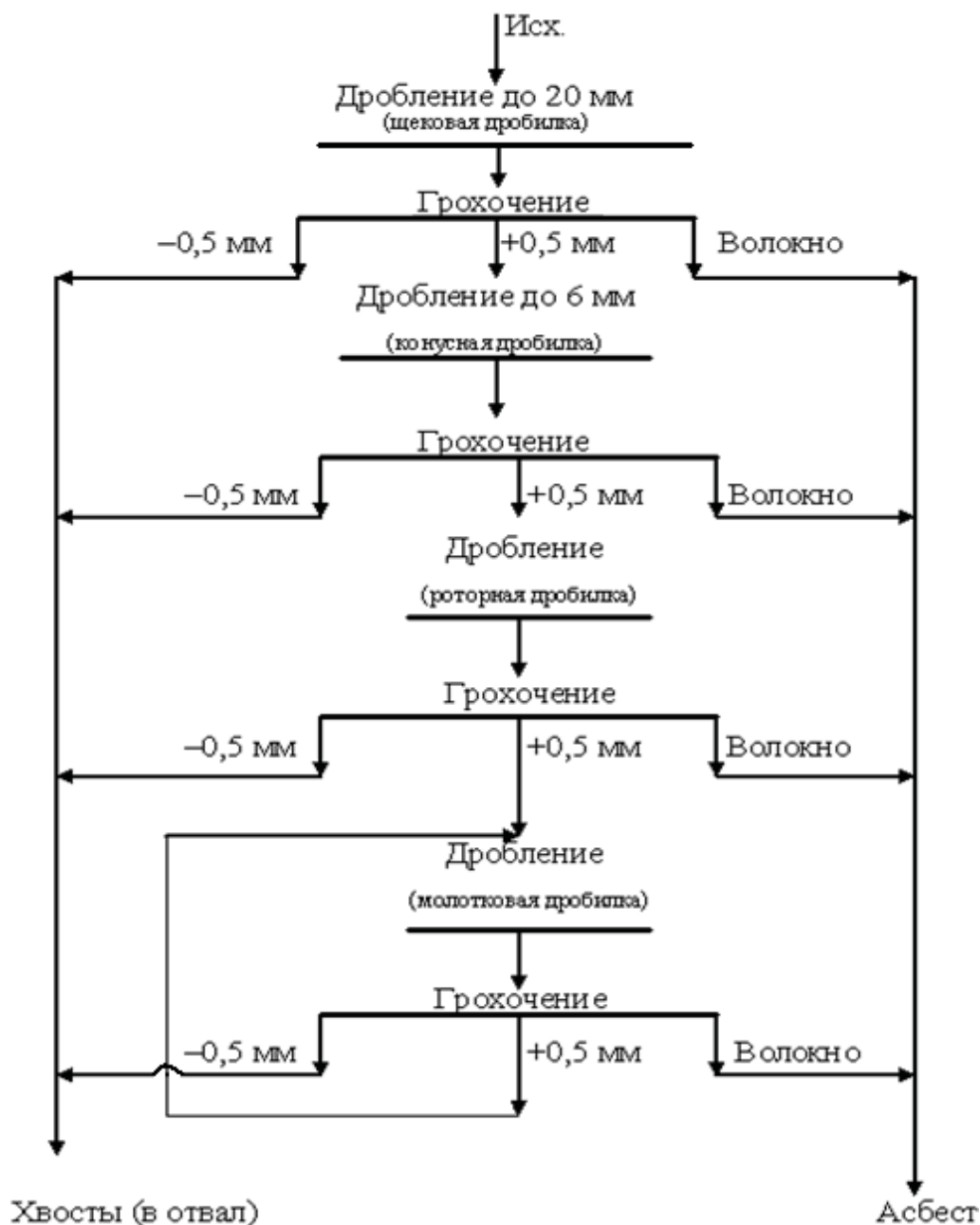


Рис. 7.6. Принципиальная схема обогащения асбеста из зарубежных фабрик

В Канаде более 60 % продукции дают две фирмы: «Джеффри Майнз» и «Лаб. Хризолит инк», перерабатывающие асбест по сходной технологии [68]. В состав «Джеффри Майнз» входят рудник, дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) и обогатительный комплекс. ДСК имеет пять стадий дробления и классификации. Первая стадия дробления осуществляется на дезинтеграторах, последние – в вертикальных молотковых и ударно-отражательных дробилках.

Извлечение черновых концентратов производят на грохотах сложного движения. В ДСК получают сухую руду и черновые концентраты, идущие либо в склад сухой руды, либо, при недостаточном содержании асбеста, в цех обогащения. Развитая схема ДСК в сочетании с магнитной сепарацией позволяет выделить 40–54 % обедненных фракций с содержанием асбеста 0,02 %.

В обогатительном комплексе обработка черновых концентратов осуществляется на технологических линиях, включающих последовательно две операции обеспылевания и одну – грохочения (обезгаливания). Затем эти же операции повторяются в вибровоздушных обезгаливателях, после чего следует классификация и усреднение в специальных миксерах.

Схемы обогащения асбеста на зарубежных фабриках (рис. 7.6) аналогичны схемам отечественных фабрик.

Производство асбестовых изделий и материалов

Для изготовления большинства асбестовых изделий волокна асбеста распушивают – ращипляют по оси волокнистости. Для этого асбест раздавливают в бегунах различных конструкций и распушивают в специальных дезинтеграторах.

Для изготовления *текстильных асбестовых изделий* служит асбестовая пряжа. Для получения пряжи распушенный асбест расчесывают на чесальных машинах, представляющих собой несколько параллельно вращающихся цилиндров разного диаметра, покрытых кожаными или ткаными лентами, в которых рядами укреплены металлические иглы, согнутые в одном направлении.

Расчесанные волокна снимают с чесального аппарата в виде тонкого слоя, который делится при помощи ремешков на ряд плоских и узких лент, перерабатываемых на прядильных аппаратах в асбестовую пряжу, которая в зависимости от сорта асбеста изготавливается в виде ниток различной толщины, легкости и эластичности, наматываемых на катушки или сматываемых в клубки.

Асбестовые нити хуже скручиваются, чем органические и имеют меньшую прочность, поэтому часто к асбесту добавляется 15–20 % хлопка. Чисто асбестовая пряжа изготавливается в небольшом количестве из самого длинного волокна.

Асбесто - цементные изделия изготавливаются из различных смесей портландцемента и асбеста. В зависимости от вида изделий содержание асбеста в асбестоцементной массе колеблется от 12 до 50 %. Наиболее

распространенным методом изготовления асбесто-цементных изделий является формовка из тонких слоев асбесто-цементной массы.

К асбесто-цементным изделиям относятся: водопроводные и канализационные трубы, кровельные плитки и отделочные листы, стеновые плиты и облицовочные листы, строительные детали, электроизоляционные доски.

Асбестовые листовые изделия – это картон и бумага, применяемые для термоизоляции и в качестве термически стойкого прокладочного материала. Изготавливаются они из массы, в которую помимо асбеста входят наполнитель и связующие вещества (крахмальный клей до 3 %).

В небольшом количестве вырабатывается картон из хорошо очищенного асбеста без каких-либо добавок. Для повышения прочности картона листы прессуют под давлением до 50 атм. Картон, применяемый в качестве кислотостойких прокладок, изготавливают из амфибол-асбеста.

Асбесторезиновые листы изготавливают из тщательно распущенного асбеста, смешанного с резиновым клеем и другими добавками, формовкой полученной массы (65 % асбеста, 15 % каучука, 20 % серы и наполнителей графита, каолина, сажи).

В качестве *теплоизоляционных материалов* применяют материалы из чистого асбеста: гафрированную бумагу, асбестовую вату и асбестовый изоляционный шнур.

Асбестовые электроизоляционные материалы изготавливают из смеси асбеста с различными наполнителями и связующими веществами (наполнители: хлопчатая бумага, древесина, известь, слюда, каолин, барит; связующие: асфальты, смолы, цемент, соединения кремнезема, глинозема, извести).

Асбест отличается от всех других природных минералов специфическим волокнистым строением и способностью распушиваться (т.е. расщепляться на тончайшие волокна) при механическом воздействии, скручиваться в нить, высокой химической стойкостью и диэлектрическими свойствами. Поэтому, как видно из вышеизложенного, асбест получил очень широкое применение.

Непрерывно растущее потребление асбеста оказало положительное влияние на развитие его добычи и обогащения в главнейших мировых центрах: России, Канаде, Бразилии, Китае и Казахстане. Эти асбестодобывающие районы и определили характер асбестовой промышленности.

Лекция №29

Тема: Технология обогащения слюдяных руд

План:

1. Свойства и применение слюды.
2. Минералы слюды.
3. Требования к качеству сырья, типы руд и месторождений слюды.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал

Свойства и применение слюды

Слюда является одним из самых распространенных в земной коре минералов. Содержание слюды в верхних слоях земной коры составляет 2–4 % всего веса горных пород. Однако мировые промышленные запасы весьма ограничены.

Слюдами называют минералы, обладающие способностью легко раскалываться на тонкие и прочные пластинки. Прочность на растяжение пластинки слюды толщиной 0,02–0,05 мм достигает 40 кг/мм². При уменьшении толщины пластинки прочность на растяжение повышается и приближается к прочности стали. Слюда обладает высокой термоустойчивостью.

По химическому составу слюды являются алюмосиликатами щелочных и щелочноземельных металлов и подразделяются на подгруппы: биотита, мусковита и лепидолита. В подгруппу биотита входят: флогопит, биотит, лепидомелан и манганofilлит, из которых флогопит и частично биотит имеют промышленное значение. В подгруппу мусковита входят мусковит и парагонит. Последний встречается редко и промышленного значения не имеет. К подгруппе лепидолита относятся мелкие чешуйки различных слюд со значительным содержанием окиси лития. Особую группу образуют так называемые слюдоподобные минералы, из которых практическое значение имеет вермикулит.

Удельный вес слюды составляет 2,7–3,3 г/см³, цвет ее – разнообразен, твердость составляет 2–3 по Моосу. Химическая стойкость различна: щелочи на слюду почти не действуют, кислоты на флогопит действуют слабо, на мусковит – сильнее.

Ценным свойством слюды является способность расщепляться на листочки толщиной в несколько микрон, которые являются гибкими и упругими. Кроме того, слюда обладает терможаростойкостью,

диэлектрическими свойствами, вермикулит – теплоизоляционными свойствами.

Из минеральных включений наиболее часто встречаются пирит, гематит, магнетит, кварц, кальцит, турмалин и др.

Наиболее важное промышленное значение имеют мусковит, флогопит и вермикулит.

Мусковит и флогопит принадлежат к весьма распространенным в земной коре минералам. Как породообразующие они входят в состав многих изверженных метаморфических и некоторых осадочных пород. Однако промышленное значение месторождения слюды приобретают тогда, когда эти минералы образуют скопления достаточно крупных технически пригодных кристаллов.

Условия образования слюд в природе отличаются некоторыми особенностями. В высокотемпературных эффузивных породах эти минералы как ранние выделения непосредственно из магмы никогда не встречаются. В интрузивных изверженных породах преимущественно кислого и среднего состава они образуются как позднемагматические постмагматические минералы, очевидно, под влиянием легколетучих агентов (мусковитовые граниты, грейзены).

Залежи мусковита бывают приурочены исключительно к гранитным пегматитам. Мусковит ассоциирует с полевыми шпатами, кварцем и в меньшей степени с турмалином, апатитом и другими минералами. Месторождения этого типа наиболее крупны и многочисленны и дают главную массу листового мусковита. К ним принадлежат месторождения Восточной Сибири, Урала, Бразилии, Канады.

Промышленные залежи флогопита всегда приурочены к областям контактов между богатой минерализаторами гранитной магмой и магнезиальными известняками или доломитами. Флогопит здесь сопровождается диопсидом, апатитом и кальцитом, совместно с которыми он заполняет трещины и пустоты в зонах контакта. Отдельные кристаллы флогопита в этих условиях достигают совершенной формы и весьма крупных размеров (месторождения ЮАР).

В СНГ к этому типу относятся крупные промышленные месторождения флогопита в Восточной Сибири, Прибайкалье и на Памире.

Вермикулит залегает среди сильно измененных ультраосновных пород, где он является продуктом гидротермального изменения биотита и флогопита, образуя мощные и длинные линзы.

В России к этому типу относятся промышленные месторождения вермикулита Среднего Урала, Ковдорское месторождение, месторождения США и Западной Австралии.

Технические свойства слюды в значительной степени зависят от чистоты кристаллов. Совершенно чистые кристаллы слюды встречаются редко, обычно они имеют различные природные дефекты – минеральные или газовые включения и неровную поверхность.

Среди минеральных включений различают пронизывающие, железистые и включения слюды другого состава.

Пронизывающие включения – это мелкие частицы обычно кварца и полевого шпата. При очистке слюды такие места обрезают.

Железистые включения – это окислы и гидроокислы железа. Они не пронизывают, а залегают в виде тонких пленок между слоями (их можно соскоблить, не обрезая этих участков слюды).

В мусковите часто встречаются включения биотита, которые не сильно ухудшают качество, но так как их можно спутать с включениями магнетита, то приходится отбраковывать мусковит с биотитовыми включениями в низкие сорта.

Газовые включения могут быть в виде отдельных пузырьков или групповых образований. Они заметно не снижают прочность слюды, но появляется больший тангенс угла диэлектрических потерь.

Слюдяной рудой называется природное минеральное вещество, содержащее в своем составе кристаллы слюды площадью не менее 3 см², пригодные для изготовления ряда изделий.

Кристаллы слюды, извлеченные из жильной массы, называются забойным сырцом. В забойном сырце допускается до 5 % породной мелочи и 5 % слюдяной чешуйки. В специальных цехах горных предприятий забойный сырец доводят до состояния промышленного сырца.

Промышленным сырцом называют кристаллы слюды произвольного контура и неограниченной толщины, имеющие на поверхности с обеих сторон явно выраженную полезную площадь размером не менее 3 см².

Полезной считают площадь, не имеющую трещин, проколов, минеральных включений, пережимов и других дефектов.

Слюда в виде листов, порошка и различных изделий нашла применение в самых различных отраслях промышленности. Главным потребителем слюды в настоящее время является электротехническая промышленность, применяющая слюду во всех ее видах при изготовлении электрических машин, конденсаторов, реостатов и др.

С помощью слюды создается надежная изоляция мощных турбогенераторов и других высоковольтных машин. Слюдяные конденсаторы являются важными элементами электрических фильтров, применяемых в телефонной аппаратуре дальней связи, позволяющих вести одновременно

несколько переговоров по одному проводу.

Слюда применяется также в радиолокационной и радиотехнической аппаратуре.

Термическая устойчивость и химическая инертность слюды обусловили ее применение для изоляции в зажигательных свечах двигателей внутреннего сгорания, в различных нагревательных приборах и аккумуляторах.

Благодаря своей упругости, тонкости и однородности листовая слюда применяется для изготовления мембран телефонов, микрофонов и других акустических приборов, а также как основание для флюоресцирующих экранов, в вакуум-трубках для осциллографов и для телевидения.

Листовая слюда прозрачна, огнеупорна и устойчива при резких колебаниях температуры, поэтому ее вставляют в окна химических и металлургических печей.

Молотая слюда применяется для изготовления кровельных материалов (толь, рубероид), для изготовления огнеупорных красок, для тепловой изоляции паровых котлов и трубопроводов паровых и холодильных установок, как наполнитель в электроизоляционных пластмассах, для сухой смазки деревянных трущихся частей, в качестве присыпки, чтобы не слипались резиновые изделия и для придания блеска бумаге и краскам.

Требования к качеству сырья, типы руд и месторождений слюды

При предварительной качественной оценке сырой слюды необходимо пользоваться теми показателями, которыми характеризуется сырье разрабатываемых уже месторождений и теми требованиями, которые предъявляют потребители к товарной слюде и полуфабрикатам (табл. 6.1–6.3).

Таблица 6.1. Марки слюды по ГОСТ 106 98-80 (Статус: Действующий)

Тип	Форма и размеры
Подборная	Пластинки произвольной формы, толщиной от 100 до 400 мкм
Обрезная	Прямоугольные пластинки толщиной от 5 до 650 мкм
Щипаная	Пластинки произвольной формы от 5 до 45 мкм
Фасонные изделия	Штампованные детали различной конфигурации толщиной от 50 до 550 мкм
Дробленая	Чешуйки размером в поперечнике от 160 до 20 000 мкм
Молотая	Порошкообразный продукт с размером частиц до 630 мкм

Таблица 6.2. Слюда мусковит молотая электродная ТУ по ГОСТ 14327-82 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки		Метод испытания
	СМЭ-315В	СМЭ-315	
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сетке №: 2 0315 0125	Отсутствие 3 55	Отсутствие 3 55	По ГОСТ 19572
Массовая доля частиц, проходящих через сетку № 0063, %, не более	50	50	По ГОСТ 19572
Массовая доля двуокиси кремния (SiO ₂), %	44–50	44–50	По ГОСТ 26318.2
Массовая доля суммы полуторных окислов (Al ₂ O ₃ + Fe ₂ O ₃), %	32–40	32–40	По ГОСТ 26318.3 и ГОСТ 26318.4
Массовая доля окиси железа (Fe ₂ O ₃), %, не более	4,0	5,0	По ГОСТ 26318.3
Массовая доля окиси магния (MgO), %, не более	2,0	2,0	По ГОСТ 26318.6
Массовая доля окиси калия (K ₂ O), %, не менее	8,0	8,0	По ГОСТ 26318.7
Массовая доля пятиокиси фосфора (P ₂ O ₅), %, не более	0,1	0,1	По ГОСТ 26318.10
Массовая доля трехокиси серы (SO ₃), %, не более	0,1	0,1	По ГОСТ 26318.9
Массовая доля влаги, %, не более	2,0	3,5	По ГОСТ 26318.11
Массовая доля посторонних примесей минерального происхождения, %, не более	4,0	5,0	Массовую долю посторонних примесей определяют параллельно на двух навесках молотой слюды массой по 50 г каждая, отобранных по ГОСТ 22370
Насыпная масса, г/см ³ , не более	0,40	0,50	Насыпную массу слюды определяют параллельно на двух навесках массой по 500 г каждая, отобранных по ГОСТ 22370

Таблица 6.3. Слюда обрезная мусковит для водомерных колонок, котлов высокого давления ТУ по ГОСТ 13752-86 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма	Методы испытания
Пятнистость смотровой части, %, не более	6	Путем измерения площади смотровой части, занятой минеральными включениями
Диаметр пластинчатых минеральных включений на смотровой части, мм, не более	2	Диаметр определяют с помощью микроскопа стереоскопического типа МВС, окуляр с ЦД 0,1 мм
Площадь, занятая газовыми включениями, %, не более	25	Определяют с помощью микро-скопа стереоскопического типа МВС, в котором установлен окуляр с сеткой со стороной квадрата 1 мм
Захождение краевых трещин, мм, не более для пластин площадью: менее 60 см ² более 60 см ²	2 5	Определяют с помощью металлической измерительной линейки
Длина линии отлома угла, мм, не более	3	Измеряют с помощью линейки металлической
Проколы, трещиноватость, объемные (прокатывающие) минеральные включения, загрязнение поверхности	Не допускается	Определяют визуально в проходящем и отраженном свете
Разность толщины по недоснятию, мм, не более	0,02	Погрешность измерения должна быть не более 0,01 мм. Измерение проводят в точке, находящейся не ближе 2 мм от края пластины
Отклонения от номинальной длины и ширины, мм, не более	±1	По ГОСТ 10918-82 погрешность измерения должна быть не более 0,25 мм
Отклонения от номинальной толщины, мм, не более	-0,10	Погрешность измерения должна быть не более 0,01 мм. Измерение проводят в точке, находящейся не ближе 2 мм от края пластины

Примечания. 1. Смотровой частью пластины считается часть пластины шириной 4 мм, расположенная симметрично относительно продольной оси.

2. По согласованию между потребителем и изготовителем допускается установление смотровой части шириной более 4 мм, при этом площадь, занятая пластинчатыми минеральными включениями, также устанавливается по согласованию между изготовителем и потребителем.

Условия образования слюд в природе отличаются некоторыми особенностями. В высокотемпературных эффузивных породах эти минералы, как ранние выделения непосредственно из магмы, никогда не встречаются. В интрузивных изверженных породах преимущественно кислого и среднего состава они образуются как позднемагматические постмагматические минералы, очевидно, под влиянием легко летучих агентов (мусковитовые граниты, грейзены). Крупные кристаллы слюды встречаются среди пегматитов, нередко в высоко- и среднетемпературных гидротермальных месторождениях вольфрама, молибдена и др. Широким распространением они пользуются также во многих метаморфических породах, в частности, в кристаллических сланцах (гнейсах, слюдяных сланцах и др.).

Месторождения мусковита

Мусковит среди минералов группы слюд пользуется широким распространением. В качестве породообразующего минерала он входит в состав некоторых интрузивных горных пород, в частности, в состав гранитов, особенно грейзенов, т.е. пневматолитически измененных их разновидностей, в ассоциации с топазом, литиевой слюдой, кварцем, иногда вольфрамитом, касситеритом, молибденитом и др. Мусковит в этих случаях образуется главным образом за счет ранее выделившихся калиевых полевых шпатов (ортоклаза и микролина).

Сравнительно часто мусковит встречается в гранитных пегматитовых жилах в виде крупных кристаллов, представляющих промышленный интерес. Мусковит в таких жилах, особенно в центральных частях, нередко дает скопления в виде гнезд до 1–2 м в поперечнике, но обычно бывает беспорядочно рассеян в форме крупных кристаллов по всей массе пегматита или вдоль определенных зон.

Как мельчайшие включения в кристаллах мусковита иногда встречаются циркон, рутил в виде сагенитовой решетки, апатит, шпинель, гранаты, турмалин, кварц, магнетит и др. При детальном исследовании в ряде случаев можно установить определенные закономерности ориентировки этих включений в соответствии со структурными особенностями минералов.

В контактово-метасоматических месторождениях мусковит встречается редко. Известны случаи образования мелкозернистого мусковита в песчаниках на контакте их с гранитом и другими кислыми изверженными породами.

В гидротермальных рудных месторождениях широко развиты процессы серицитизации, т.е. образования серицита – скрытокристаллической разновидности слюды, обогащенной водой.

В метаморфических горных породах мусковит и серицит пользуются широким распространением. Известны целые массивы слюдяных

кристаллических сланцев, серицитсодержащих глинистых сланцев (филлитов) и кварцитов с мусковитом. В таких породах полевые шпаты обычно отсутствуют.

При процессах, выветривания мусковит обладает относительной химической стойкостью и часто переходит в россыпи. В силу способности легко расщепляется на мелкие листочки и благодаря малому удельному весу в виде мельчайших серебристых блесков скопляется обычно в илистых осадках и слоистых глинах, образующихся в водных бассейнах при замедленном движении вод.

В условиях интенсивного химического выветривания мусковит способен переходить в более богатые водой гидрослюды – гидромусковиты, а при переходе в раствор щелочей – в каолинит.

Из многочисленных месторождений мусковита следует отметить лишь наиболее интересные, распространенные в пегматитах. Это месторождения Мамского, Бирюсинского районов и Урала.

Главнейшие иностранные месторождения мусковита в пегматитах находятся в Индии (Бенгальский и Мадрасский районы), где встречаются кристаллы мусковита до 3–5 м² и больше, в ряде штатов США (Северная Каролина, Мэриленд и др.), Бразилии, Канаде и других странах.

Месторождения флогопита

Флогопит довольно часто встречается в контактово-метасоматических образованиях и в пегматитовых жилах, секущих доломитизированные известняки и другие бедные кремнеземом и железом магнезиальные породы (например, серпентиниты). Типичными спутниками флогопита являются диапсид, форстерит, шпинель, доломит, кальцит, полевые шпаты, скаполиты и др. Он распространен также в метаморфических породах (кристаллических сланцах), обычно в ассоциации с относительно бедными железом минералами. В прозрачных шлифах без измерения оптических констант его легко принять за мусковит. Примером являются Слюдянские месторождения флогопита, в генетической связи с гранитными интрузиями здесь среди сложного комплекса кристаллических сланцев, гнейсов и мраморов образовались многочисленные секущие пегматитовые жилы и метасоматические образования.

Флогопитосодержащие минеральные тела обычно подчинены пирокново-амфиболовым гнейсам и встречаются нередко группами. Строение таких жил довольно сложное. Аналогичные флогопитовые месторождения распространены в Алданском районе Восточной Сибири.

Флогопитоносность отмечается во многих зарубежных карбонатитовых месторождениях. Более подробно она исследована на месторождениях Пилбара (ЮАР), Однако сведений о практическом применении флогопита

карбонатитовых месторождений за рубежом нет. В России известны такие месторождения в Маймеча-Котуйской провинции (Гулинское, Одихинча, Маган) и в Карелии – Ковдорское. Последнее эксплуатируется.

Месторождения вермикулита

Вермикулит залегает среди сильно измененных ультраосновных пород, где он является продуктом гидротермального изменения биотита и флогопита, образуя мощные и длинные линзы.

В России к этому типу относятся промышленные месторождения вермикулита Среднего Урала и Ковдорское месторождение. Наиболее перспективными являются Ковдорское и Потанинское.

Из иностранных месторождений следует отметить крупные промышленные месторождения Либби в Монтане (США) и в Западной Австралии.

В настоящее время у нас слюду добывают на рудниках, объединенных в пять крупных предприятий: трест Мамслюда, комбинат Алданслюда, Слюдянское, Чупинское и Енское рудоуправления.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №30

Тема: Методы обогащения слюдяных руд

План:

1. Обогащение по трению.
2. Обогащение по форме.
3. Обогащение гравитационным способом.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал

Обогащение слюдяных руд

Важнейшей целью процесса обогащения слюдосодержащих руд является увеличение содержания ценной части кристаллов за счет уменьшения содержания неполезной ее части, состоящей из посторонних примесей (пустой породы).

Трудность проблемы механизации обогащения слюдяных руд состоит в следующем:

1. Кристаллы слюды и сопутствующая им порода имеют почти одинаковые диэлектрические константы и удельный вес, что исключает применение распространенных методов обогащения. Кристаллы слюды в процессе обогащения не должны нарушаться.
2. В исходной руде встречаются кристаллы слюды различной конфигурации, площади и толщины.
3. По своим технологическим свойствам руды различных месторождений значительно отличаются друг от друга.

Таким образом, основным методом обогащения слюдяных руд является механический, основанный на различии формы зерен и коэффициента трения.

В настоящее время применяются пять методов:

1. Ручная сортировка.
2. Обогащение по трению.
3. Обогащение по форме.
4. Гравитационные методы (для мелкоразмерных руд).
5. Флотация.

Исключением является обогащение вермикулитовых руд, где кроме обогащения по форме применяются гравитационные методы и электромагнитная сепарация.

Обогащение по трению

Обогащение по трению основано на различии коэффициентов трения-скольжения кристаллов слюды и трения- качения округлых кусков породы.

Куски породы, имея округлую форму, скатываются по наклонной плоскости вследствие того, что опрокидывающий момент куска породы больше удерживающего момента, если угол наклона плоскости больше или равен углу трения кристаллов слюды. Кристаллы слюды благодаря своей пластинчатости при падении ложатся на плоскость своей большей площадью.

Значительная разница между площадью и толщиной кристаллов препятствует возникновению опрокидывающего момента и кристаллы слюды вынуждены скользить по наклонной плоскости. Вследствие различных коэффициентов трения минералы слюды и породы приобретают различные ускорения и падают с конца наклонной площади по разным параболическим траекториям.

На основе данного принципа обогащения разработаны и испытаны несколько видов наклонных плоскостей и винтовых сепараторов.

Предложенный В.М. Архангельским и М.А. Лавровым сепаратор состоит из ряда наклонных металлических плоскостей (рис. 6.1). Каждая плоскость имеет длину 1 350 мм, ширину – 100 мм; угол наклона каждой последующей плоскости больше, чем предыдущей.

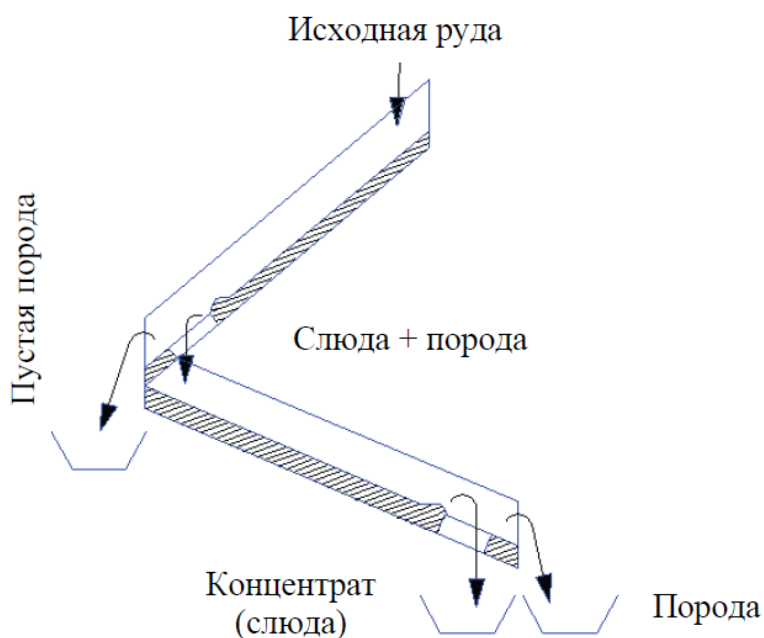


Рис. 6.1. Плоскостной сепаратор В.М. Архангельского и М.А. Лаврова

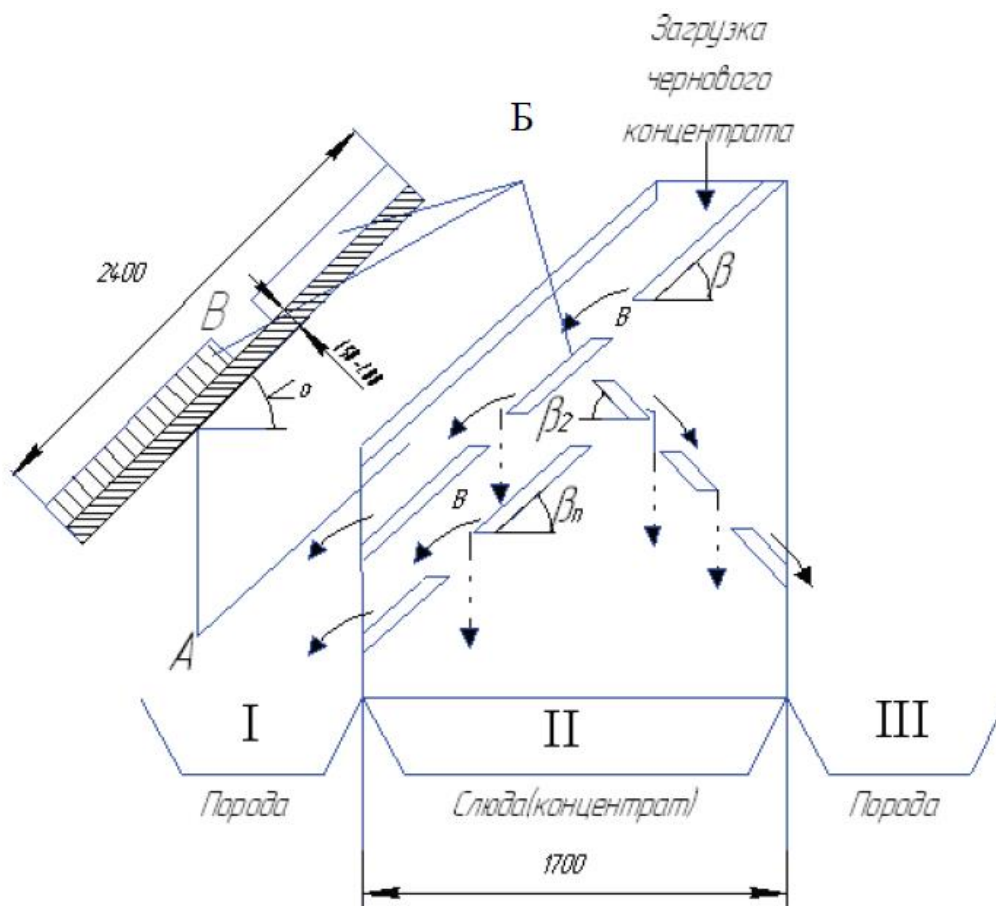


Рис. 6.2. Плоскостной сепаратор М.Г. Кузакова и Б.А. Круглова:

А – неподвижная рабочая плоскость; Б – миниатюрные плоскости (типа «горка»); В – окна

В конце каждой плоскости имеется щель для улавливания кристаллов слюды. Ширина щели на первой плоскости больше, чем на второй и т.д. Перед щелью устанавливается небольшой порог треугольной формы (горка) для создания условий отрыва движущихся кусков породы от наклонной плоскости.

Крупные куски породы, двигаясь с большей скоростью по плоскости, перелетают через щель и уходят в отвал. Кристаллы слюды и более мелкие куски породы проваливаются в щель и падают на вторую плоскость и т.д. Крупность исходного составляет 20–70 мм, извлечение слюды – 90–92 %, выход породы в концентрат – 26–33 %.

Есть еще сепаратор Архангельского, в котором на внешней стороне рабочего желоба установлены небольшие борта, позволяющие держать больший угол наклона.

Известен плоскостной сепаратор (рис. 6.2) конструкции М.Г. Кузакова и Б.А. Круглова, в котором имеется наклонная плоскость с перпендикулярными плоскостями и щелью, угол наклона равен 37° . Извлечение слюды достигает

70–86 %, засоренность концентрата пустой породой составляет 59–78 %.

Обогащение по форме

Как известно, пустая порода имеет куски более неправильной формы, чем слюда, вследствие чего в узкие щели вместе со слюдой проваливается только мелочь размером меньше ширины щели. При грохочении происходит разделение всей горной массы по форме зерен следующим образом.

Кристаллы слюды, попадая на сито с колосниками, имеющими острые грани, получают неустойчивое равновесие и легко опрокидываются в щель. В связи с этим уголковый профиль сит признан наилучшим. Последующее отделение кристаллов слюды от мелкой породы основывается на разности их площадей.

Максимальный диаметр кусков породы незначительно превышает размер щелей колосникового грохота, тогда как у кристаллов слюды площадь намного больше толщины. При просеивании промпродукта через грохот с круглыми или квадратными отверстиями мелкие куски породы проваливаются, а кристаллы слюды скатываются по сетке, чем и достигается отделение слюды от мелкой породы.

Этот метод обогащения слюдяных руд нашел широкое распространение и осуществляется на барабанных и вибрационных грохотах. Почти все современные обогатительные фабрики на слюдяных рудниках работают на основе этого метода.

В 1960 г. для обогащения слюдяных руд впервые были применены вибрационные грохоты типа СМ-13. Эти грохоты наиболее эффективны для обогащения слюдяных руд ввиду того, что траектория колебаний сит происходит по эллипсу, т.е. в несколько наклонном к горизонту направлении. Такое сложное движение грохота способствует лучшему самоочищению сита колосниковой решетки.

Кроме того, используются грохоты ГУП-1 и ГУП-3, а также сепаратор конструкции Гипронинеруд. Сепаратор представляет собой стандартный ленточный контейнер с плоскими роликами. Над лентой под некоторым углом к ее оси установлены ребристые валки, вращающиеся навстречу ленте. Оси валков расположены под углом 60° к плоскости ленты. При этом зазор между валиками и лентой уменьшается в направлении движения материала. При встрече с первым валком куски руды большего размера, чем зазор между валком и лентой, сбрасываются с ленты, а кристаллы слюды, имеющие плоскую форму, проходят под валком. Следующий по ходу валок устанавливается с меньшим зазором и отбивает с ленты куски породы, прошедшие под первым валком, и пропускает как и первый кристаллы слюды,

которые поступают в приемный бункер. Лучшие результаты получаются на материале, из которого удален негабарит, класс –20 мм, и особенно на расклассифицированном на фракции, обогащающиеся на отдельных сепараторах. Между сепараторами имеется ленточный конвейер, который транспортирует породу, отбитую валками. Кристаллы избыточного размера выбираются вручную. Извлечение слюды в концентрат составляет 97–98 %.

Ленточные сепараторы успешно работают на рудниках Ковдор и Ёнского рудоуправления.

В работе [81] описано устройство для отбора кристаллов слюды из руды, включающее установленный на основании перфорированный вращающийся барабан, выполненный из двух соединенных между собой частей, конфузур с вентилятором, установленный с внешней стороны одной из частей барабана, которая имеет длину не менее ширины конфузур, разгрузочный лоток, установленный внутри барабана вблизи конфузур с зазором относительно поверхности барабана. Часть перфорированного барабана, прилегающая к конфузуре, выполнена в виде отдельных одинаковых прямоугольников с упорами, расположенными на краях одной из продольных сторон каждого прямоугольного элемента, а опорные элементы выполнены в виде Г-образных обручей, обращенных навстречу друг другу. При этом каждый прямоугольный элемент установлен посредством осей между Г-образными обручами с возможностью взаимодействия упоров с ними. Причем края бортов разгрузочного лотка расположены ниже уровня горизонтальной оси барабана, а расстояние между ними больше ширины прямоугольных элементов.

Гравитация

Гравитационные методы обогащения применяются, главным образом, для мелкоразмерных слюдяных руд и мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев. Месторождения таких руд известны в различных районах нашей страны и являются одним из резервов обеспечения потребителей народного хозяйства в молотой слюде – мусковите.

В гравитационных методах и аппаратах, применяемых для обогащения слюды, обычно используют не только разницу в плотности зерен разделяемых минералов, но и различие в форме.

Благодаря последнему перспективной является и воздушная сепарация. В работе [60] исследовано влияние вибрационной среды на скорость осаждения плоских и изометричных частиц. Достигнуто улучшение показателей обогащения слюдосодержащих руд методом *гидравлической классификации* в колеблющейся среде при одновременном уменьшении расхода воды за счет

меньшей скорости восходящего потока.

Неплохие результаты может давать обогащение на *винтовых сепараторах*. Так, представляет интерес сепаратор В.М. Архангельского. Конструктивная особенность данного винтового сепаратора заключается в том, что на внешней стороне рабочего желоба установлены небольшие борта, позволяющие увеличить угол наклона. При его испытании в Слюдянском рудоуправлении производительность составила 75 т/см, засоренность концентрата пустой породой – 73 %, извлечение составило 95,2 %.

Обогащение мелкоразмерных слюд возможно производить в потоках малой толщины на наклонной поверхности. Наиболее четко идет разделение на *концентрационном столе* [61]. На нем усиливается эффект сегрегации материала, способствующий распределению плоских частиц по высоте потока в зависимости от значений коэффициента сферичности по скоростям стесненного падения. Разделение улучшается при замене прямоугольных нарифлений на волновые, обеспечивающие более равномерное взвешивание материала.

Резкое различие в форме близких по плотности минералов слюды и кварца обуславливает существенную разницу в конечных скоростях падения и в скоростях витания этих частиц, причем пластины слюды, обладающие большей плотностью, ведут себя как более легкий компонент, а более легкие по плотности округлые зерна кварца того же размера – как более тяжелый. Благодаря различию в форме зерен наиболее перспективными способами разделения слюды и кварца являются гравитационные методы, в том числе *воздушная сепарация*. Установлено, что коэффициент равнопадаемости бинарных сочетаний различных компонентов руды существенно зависит от формы, а в меньшей степени – от размера и плотности зерен разделяемых минералов.

Трудности при воздушной сепарации руды представляет выделение более мелких по крупности и утолщенных по форме частиц слюды, характеризующихся меньшим значением коэффициента равнопадаемости по отношению к зернам других минералов.

Технологические испытания воздушной сепарации осуществлялись на классах +0,7 мм, –7+0,4 мм, –0,4+0,25 мм, –0,25 мм на полочном сепараторе с горизонтальным направлением воздушного потока. Преимуществом данной конструкции по сравнению с сепараторами с восходящим воздушным потоком («Зигзаг», каскадный и др.) является возможность создания благоприятных условий для предварительной стратификации обогащаемого продукта при подаче его в рабочую камеру по наклонной полке сепаратора.

Обогащение неклассифицированной руды позволило увеличить нагрузку на воздушный сепаратор в 7–10 раз и уменьшить расход воздуха в 10

раз. При этом воздушным потоком извлекается лишь 50 % слюдяного концентрата, а остальное количество слюды отклоняется под действием слабой воздушной струи из общего рудного потока и выделяется в первом отсеке воздушного сепаратора. Качество и выход суммарного концентрата при сепарации неклассифицированной руды получаются примерно такими же, как и при отдельной первичной сепарации узких машинных классов: суммарный концентрат оказывается загрязненным породными примесями за счет мелкого класса ($-0,25$ мм). Поэтому концентрат необходимо подвергать контрольному грохочению и повторной воздушной сепарации отдельно по узким классам. В конечных крупнозернистых хвостах содержание слюды составляет не более 3–5 %, в концентрате – 90,8–98,7 %.

Обогащение методом *воздушной вибросепарации* основано на разности коэффициентов аэродинамического сопротивления слюды и пустой породы. При этом весь материал под действием воздушного потока распределяется таким образом: частицы, обладающие меньшим коэффициентом аэродинамического сопротивления, оседают внизу вибрирующей плоскости, а частицы с большим коэффициентом аэродинамического сопротивления всплывают поверх слоя, затем порода под действием вибрации поступает вверх, а слюда под действием горизонтального воздушного потока двигается вниз.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №31

Тема: Методы обогащения слюдяных руд

План:

1. Обогащение флотационным методом.
2. Схемы обогащения. Фабрики.
3. Производство слюдяных материалов и изделий.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал

Обогащение флотационным методом

Этот метод применяется при обогащении мелкоразмерных слюдяных руд и мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев, а также классов, остающихся после обогащения вышеописанными методами, или комплексных руд (Fe, Ti, Nb, Zr, Tr, иногда Cu, Pb, апатитовых руд, флюоритовых руд и др.)

Для обогащения материала крупнее 0,5–0,25 мм используется *пенная сепарация*.

Пенная сепарация была применена для обогащения мусковита, флогопита и вермикулита крупностью $-5+0,3$ мм. В качестве собирателей использовались реагенты АНП-14, алкилзамещенные имидазолины и их эмульсии с аполярными реагентами, приготовленные на ультразвуковой установке.

Руда классифицировалась по крупности на классы: вермикулитовая $-5+1$ мм и $-1+0,315$ мм; мусковитовая – на $-5+1$ мм, $-1+0,5$ мм; флогопитовая на $-3+1$ мм, $-1+0,5$ мм.

На Ковдорской обогатительной фабрике была показана целесообразность замены концентрационных столов при обогащении вермикулитовых руд на более производительную и занимающую меньшую площадь пенную сепарацию. При вовлечении в переработку мусковитового и флогопитового мелкоразмерного сырья крупностью $-5+0$ мм с применением пенной сепарации можно значительно снизить себестоимость обогащения.

Для обогащения мелкой слюды ($-0,5-0$ мм, $-0,3-0$ мм) целесообразнее использовать *флотацию*.

Флотацию слюды ведут в широком диапазоне pH (от кислой до щелочной) обычно катионным собирателем (например, АНП-2, АНП-14) при дробной его подаче и добавке вспенивателя. Известно и применение для флотации мусковита олеата натрия в присутствии силиката натрия и

использование модификаторов (серной кислоты и соды). Лучшие результаты получаются, когда в начале процесса подается олеиновая кислота (расход олеиновой кислоты составляет 150 г/т и амина – 96 г/т).

Исследователями был создан собиратель, обеспечивающий улучшенные потребительские свойства и высокие технологические показатели при флотации слюды и полевых шпатов. Собиратель содержит первичные дистиллированные амины фракции C₁₀–C₁₄ и гидроксилсодержащее соединение при следующем соотношении реагентов, вес %: первичные дистиллированные амины – 40–80, гидроксилсодержащее соединение – 60–20. Гидроксилсодержащее соединение представляет собой смесь изобутанола с алифатическими спиртами, циклическими спиртами, спиртами диоксанового или терпенового ряда в соотношении (2,5–3,5):1.

С целью повышения технологических показателей флотации слюды (мусковита) из отходов неслюдяного производства для активации вводят кремнефтористый натрий. Перед подачей катионного собирателя дополнительно подают жидкое стекло при соотношении реагентов, мас. %: кремнефтористого натрия – 16–17, серной кислоты – 58–59, жидкого стекла – 19–20, АНП – 5–6. При этом весь процесс обогащения проводят последовательно в три этапа.

Для флотации слюды (мусковита) из хвостов обогащения редкометалльных руд Орловского ГОКа [67] реагентом АНП-2 с целью повышения эффективности обогащения был применен реагент модификатор ДВТУК при расходе 1 г/т. Извлечение слюды в концентрат составило 74,7 % при содержании 83 %.

Проводились работы [67] по обогащению техногенных слюдяных месторождений на отвалах мусковитовых и флогопитовых руд рудников (Риколатва и Ковдор), где содержание мелкоразмерного мусковита составляло 10–12 %, а флогопита – до 30 %. Для обогащения таких руд были созданы специальные аппараты, которые можно изготовить собственными механическими службами комбинатов: щелевой и гидравлический сепараторы и барабанные грохоты, внедренные на действующих производствах.

В промышленных условиях было показано, что щелевые сепараторы могут успешно применяться и для обогащения слюдяной руды крупностью более 20 мм. Глубина обогащения без применения флотации составляет 0,15 мм. Получаемые концентраты содержали около 100 % слюд при их извлечении 65–70 % с учетом потерь с материалом крупностью менее 0,15 мм. Применение флотации для обогащения материала < 0,15 мм позволяет поднять извлечение слюд на 15–20 % и вовлечь в производство практически всю слюду из отвалов как для производства молотых слюд, так и по целевому назначению.

Схемы обогащения. Фабрики

Технологические схемы обогащения на фабриках для переработки слюдяных руд разнообразны и в каждом отдельном случае составляются индивидуально на основании показателей обогатимости данной руды, ситовых анализов, вещественного состава, характеристики слюды, производительности объектов, с которых поступает руда, и технико-экономического расчета.

Представляют интерес следующие технологические схемы:

- для переработки руд с мелкомерной и тонкой слюдой (рис. 6.3);
- для обогащения руд с высокой крупностью исходного материала и крупных по толщине и площади кристаллов слюды, поступающих с открытых работ (рис. 6.4);
- для обогащения мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев (рис. 6.5);
- для обогащения вермикулитовых руд.

Для обогащения вермикулита применяется разделение по форме, отсадка, концентрация на столах и винтовых сепараторах (руды Ковдорского месторождения), сухая магнитная сепарация (руды Потанинского месторождения).

Схема обогащения вермикулита на Ковдорской фабрике приведена на рис. 6.6. В настоящее время отрабатывается новый вариант схемы с использованием барабанно-плечных сепараторов.

Результаты анализа материалов о комплексном и рациональном освоении, использовании минеральных ресурсов на горно-обогатительных предприятиях Восточной Сибири, России и стран СНГ показывают, что они несут в себе потенциальную ценность. При определенной специальной обработке таких слюд на их основе могут быть получены высокоэффективные сорбенты для очистки промышленных сточных вод от токсичных ингредиентов. Доказано, что вовлечение в переработку отходов техногенных месторождений слюды экономически целесообразно, эффективность их использования повышается за счет увеличения прибыли и предотвращения ущерба окружающей среде.

Отвалы всех рудников, перерабатывающих жильную массу для извлечения листовой слюды, можно рассматривать как перспективный источник для получения молотых слюд. Объемы отвалов рудников Карелии значительно превышают объемы аналогичных отвалов в Мурманской области, а их географическое положение позволяет рассчитывать на их первоочередное вовлечение в переработку. На всех отвалах необходимо провести оценочные

работы по подсчету запасов слюды и на первом этапе определить состав отвалов и возможные технологические показатели переработки.

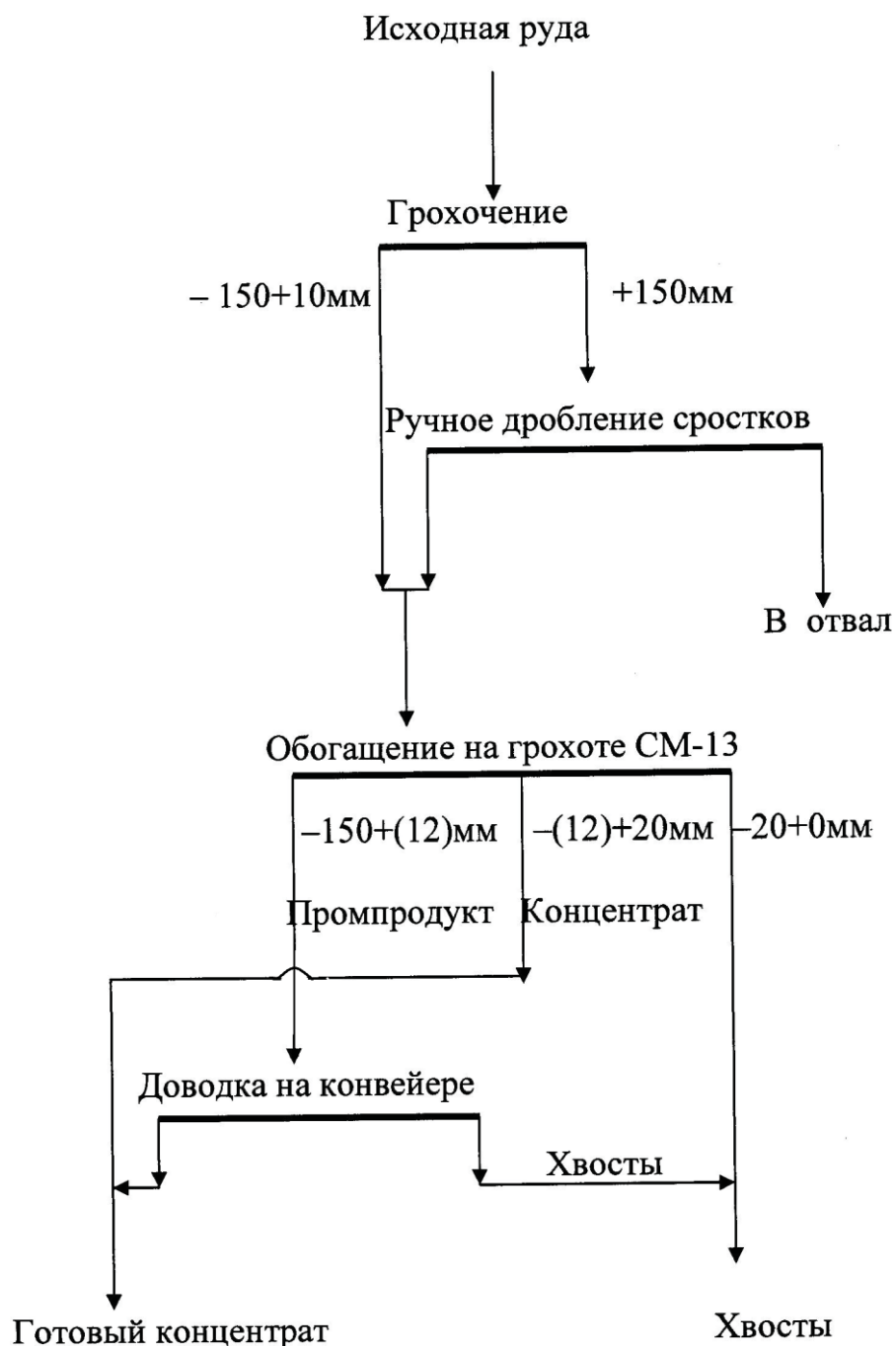


Рис. 6.3. Схема фабрики «Малиновая Варака» (Чупинское рудоуправление)

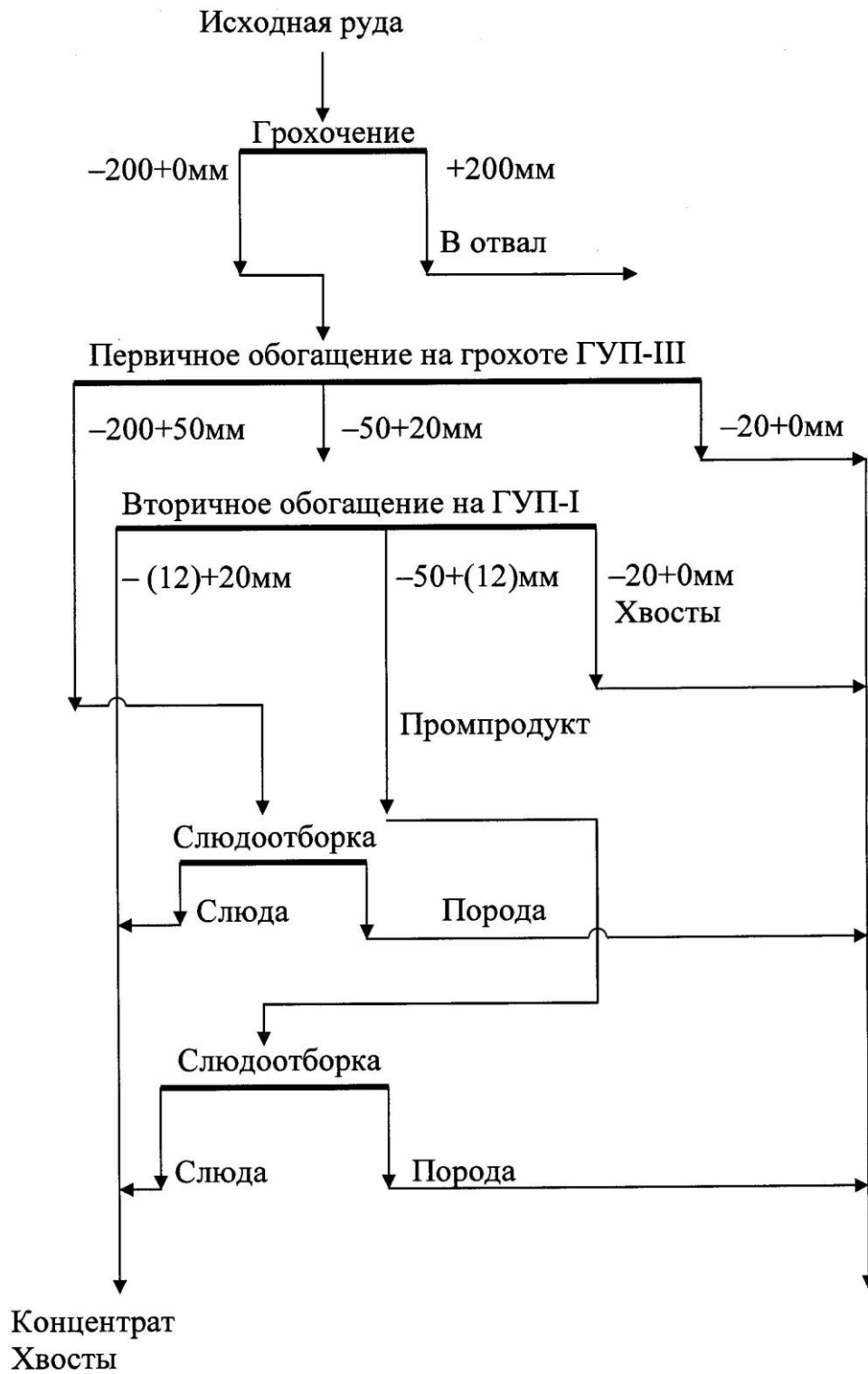


Рис. 6.4. Схема обогащения слюды рудника «Тимптон»

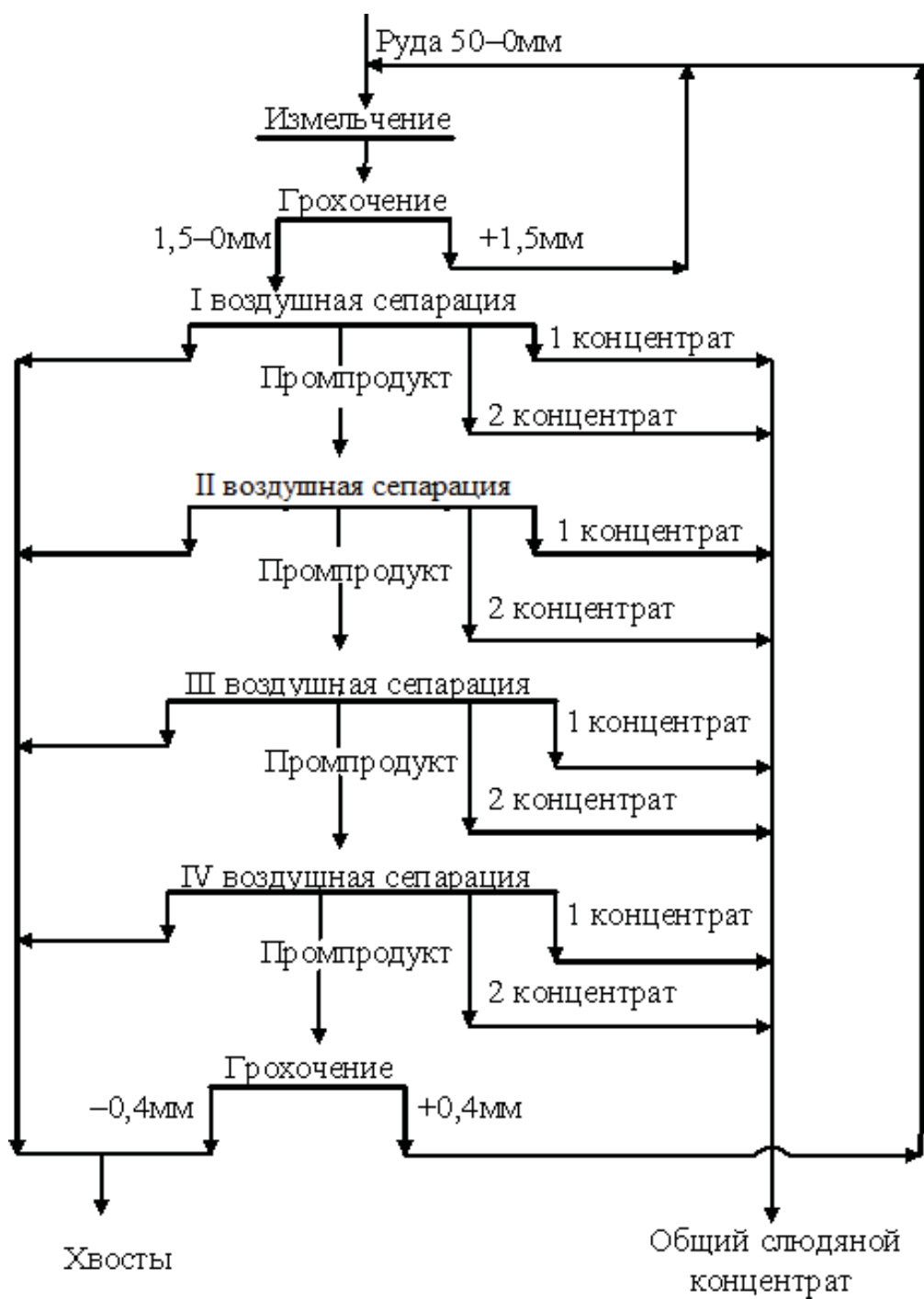


Рис. 6.5. Схема воздушной сепарации

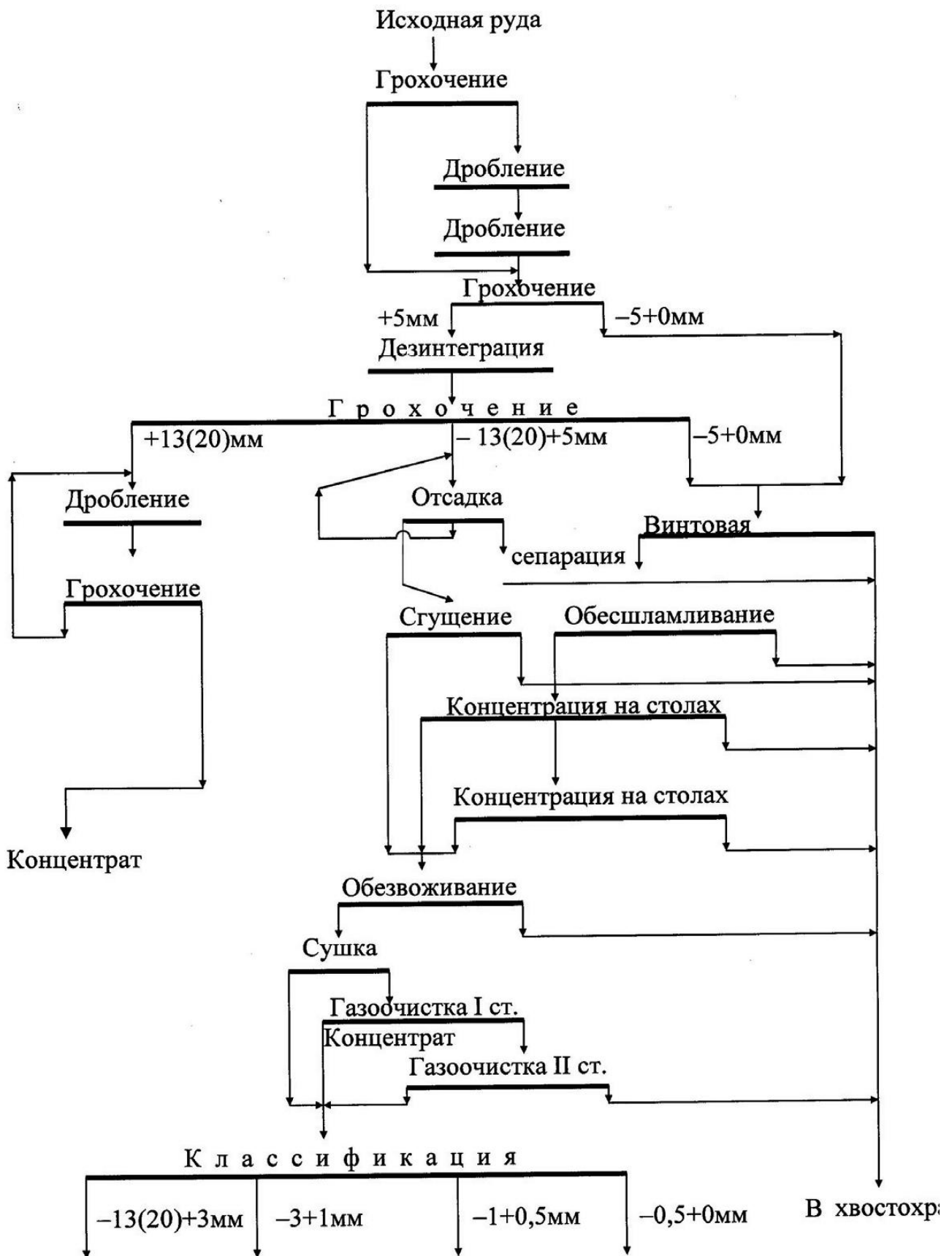


Рис. 6.6. Схема обогащения вермикулита на Ковдорской фабрике

Производство слюдяных материалов и изделий

Обработка слюды на слюдяных фабриках состоит в получении из исходного сырья (концентрата) специальных листовых изделий установленной формы и толщины.

Слюду колют (щиплют) на пластины размером 0,01–0,03 мм вручную. В настоящее время частично применяется механический процесс, для чего сначала проводят термическую обработку при температуре 300–400 °С. Колотая слюда представляет полуфабрикат, обработанный до такого состояния, которое позволяет дать оценку сырья с точки зрения его качества и назначения, характеризующихся размером пластин, содержанием в них минеральных включений и характером поверхности (волокистость).

Основные виды слюдяных изделий

Технология изготовления изделий состоит из калибровки (подбора), обрезки ее вручную или штамповки на прессах. Помимо натуральной слюды в электропромышленности применяют искусственные электроизоляционные материалы на слюдяной основе, например, миканиты, микафолы и др. Их изготавливают из тонких листочков слюды, склеивая различными клеящими веществами, с последующим прессованием.

Склеивающими веществами служат шеллак, синтетические смолы, жидкое стекло и др.

Молотая слюда изготавливается путем дробления или размола и сортировки (сухим или мокрым способом). Для удаления примесей железа иногда применяется магнитная сепарация.

Изделия из вермикулита

Изделия из обожженного вермикулита изготавливаются на различных связующих веществах: казеине, жидком стекле, глине, крахмале, синтетических смолах, цементе, гипсе и других с добавками асбеста, минеральной ваты и стеклянного волокна.

Выбор вида связующего вещества и добавки определяется условиями применения изделий, требованиями, предъявляемыми к ним, технологией их производства. Технология изготовления изделий заключается в подготовке сырья, смешивании вермикулита со связующими и добавками, сушки.

Вермикулитовые изделия также изготавливаются по сухому способу на фенольных смолах без воды путем смешивания смол с вермикулитом и формирования массы при температуре полимеризации смолы.

Асбестовермикулитовые изделия представляют собой теплоизоляционный материал, состоящий из обожженного вермикулита, распушенного асбеста (не ниже 5-го сорта) и связующих веществ,

изготовленный путем прессования и сушки.

Изоляция из асбестовермикулитовых изделий имеет коэффициент теплопроводности основного слоя изоляции (без штукатурки) $0,071 + 0,00019 t_{cp}$ при объемном весе 300 кг/м^3 и $0,065 + 0,00018 t_{cp}$ при объемном весе 250 кг/м^3 .

Асбестовермикулитовые изделия «ФОВ» представляют собой формованные изделия на основе обожженного вермикулита марки ФОВ, которые изготавливаются для судостроительной промышленности в виде плит и скорлуп.

В состав изделия входят, %:

обожженный вермикулит – 69,

асбест 4-го сорта – 17,

бentonитовая глина – 10 и

крахмал – 4.

Объемный вес плит ФОВ составляет 250 кг/м^3 , скорлуп – 230 кг/м^3 . Коэффициент теплопроводности равен $0,08 \text{ Вт/(м·град)}$ при температуре $100 \text{ }^\circ\text{C}$.

Термовермикулит представляет собой механическую смесь обожженного вермикулита и глиноземистого цемента. Применяется как противопожарная изоляция судовых помещений.

Асбестовермикулитовые изделия заводской готовности представляют собой асбестовермикулитовые скорлупы, покрытые слоем черного перлита. Изготавливаются в заводских условиях. Изделия заводской готовности способствуют индустриализации теплоизоляционных работ.

Для изготовления изделий применяется обожженный вермикулит с объемным весом не более 110 кг/м^3 . Размер зерен равен от 1 до 7 мм.

Гидромасса приготавливается в растворомешалке. Формование плит осуществляется на гидравлических прессах.

Контрольные вопросы:

- 1) Какая разница между металлическими и неметаллическими рудами.
- 2) Технологическая классификация полезных ископаемых.
- 3) Основные технические требования при применении сырья
- 4) Каково значение обогащения полезных ископаемых.

Лекция №32

Тема: Технология обогащения сланцевых руд

План:

1. Общие сведения о горючих сланцах.
2. Методы их переработки.
3. Руды и месторождения.
4. Требования к качеству концентратам.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал

Общие сведения о горючих сланцах

Запасы горючих сланцев в СНГ сосредоточены в нескольких бассейнах. Наибольшее промышленное развитие получил Прибалтийский сланцевый бассейн. Прибалтийский сланец — горючее ископаемое органического происхождения. По современным представлениям превращение исходного органического материала (планктона) происходило в окислительной среде, в которой не могли сохраниться форменные остатки организмов. Уже на ранней стадии разложения исходного материала происходили усреднение состава органического вещества и образование коллоидного «водного гумуса», старение которого впоследствии привело к образованию химически однородного органического вещества сланца — керогена.

Элементный состав керогена прибалтийских сланцев достаточно постоянен, он мало изменяется для различных слоев и районов месторождения. Содержание в нем отдельных элементов следующее, %: углерода 76 — 78; водорода 9,3 — 9,7; серы 1 — 2,1; азота 0,16 — 0,46; хлора 0,2 - 0,8; кислорода 9,9 - 11,7.

По физическим свойствам кероген — аморфное вещество от темного до светло-коричневого цвета. В массе сланца кероген вкраплен частицами крупностью от 20 до 150 мкм.

Минеральная часть сланцев состоит из карбонатов (главным образом кальцита) и обломочного терригенного материала: кварца, алюмосиликатов и др. Содержание минеральных примесей в слоях и прослойках сланца колеблется от 54 до 85 %, содержание керогена — от 15 до 46 % выходом γ_k - 35,8 % и $Q^{daf} = 12,4$ МДж/кг и отходы с выходом $\lambda_0 = 64,2$ % и $Q^{dat} = 2,30$ МДж/кг.

Добываемые прибалтийские сланцы используются: как энергетическое топливо (без обогащения), для полукоксования, переработки в газогенераторах и получения газа с высокой теплотой сгорания, жидкого топлива и других продуктов. Минеральная часть сланцев, как показывают результаты опытных и опытно-промышленных работ, может с успехом использоваться для получения высококачественного цемента и ряда других строительных материалов.

В процессе добычи горючие сланцы засоряются вмещающими породами и прослойками известняков, глины и др. Обогащение сланцев пока находит ограниченное применение, однако тенденции развития сланцевой промышленности свидетельствуют о целесообразности развития комплексного использования сланцев на основе их предварительного обогащения.

На рис. 29.1 показана технологическая качественно-количественная схема обогащения эстонского сланца. Исходные сланцы, поступающие на обогащение, имеют зольность около 45 %, плотность от 1300 до 1800 кг/м³ и теплоту сгорания Q^{daf} - 9,5 МДж/кг.

Горная масса подвергается классификации с выделением класса более 125 мм с последующим его обогащением в тяжелосреднем сепараторе СКВС32 в магнетитовой суспензии при плотности разделения 2130 кг/м³.

Выделяемый класс (менее 125 мм) повторно классифицируется на грохоте с отверстиями размером 25 мм. Крупный класс (25 — 125 мм) после обесшламливания также обогащается в тяжелосреднем сепараторе СКВС32 при плотности разделения 2130 кг/м³. Мелкий класс (менее 25 мм) является конечным продуктом обогащения. Концентрат класса более 125 мм дробится, затем классифицируется по граничной крупности 25 мм. Класс менее 25 мм объединяется с классом 25 — 125 мм и является конечным продуктом для технологической переработки.

Класс 0 - 25 мм направляется на тепловую электростанцию в качестве энергетического топлива. Как видно из приведенных на схеме данных (см. рис. 29.1), продукты обогащения получают с различной теплотой сгорания, которые могут быть использованы для разных целей. Часть отходов обогащения (тяжелая фракция класса 25 - 125 мм) от шахты «Таммику» отгружается строительным организациям для использования при строительстве дорог.

В последние годы исследователи и проектировщики большое внимание уделяют радиометрическому методу обогащения сланцев, результаты испытаний которого на опытно-промышленной установке при шахте им. СМ. Кирова ПО «Ленинградсланец» были положительными. При испытании установки «Кристалл» производительностью 20 т/ч, работающей на исходном продукте крупностью 50 - 200 мм с теплотой сгорания $Q^{daf} = 5,9$ МДж/кг.

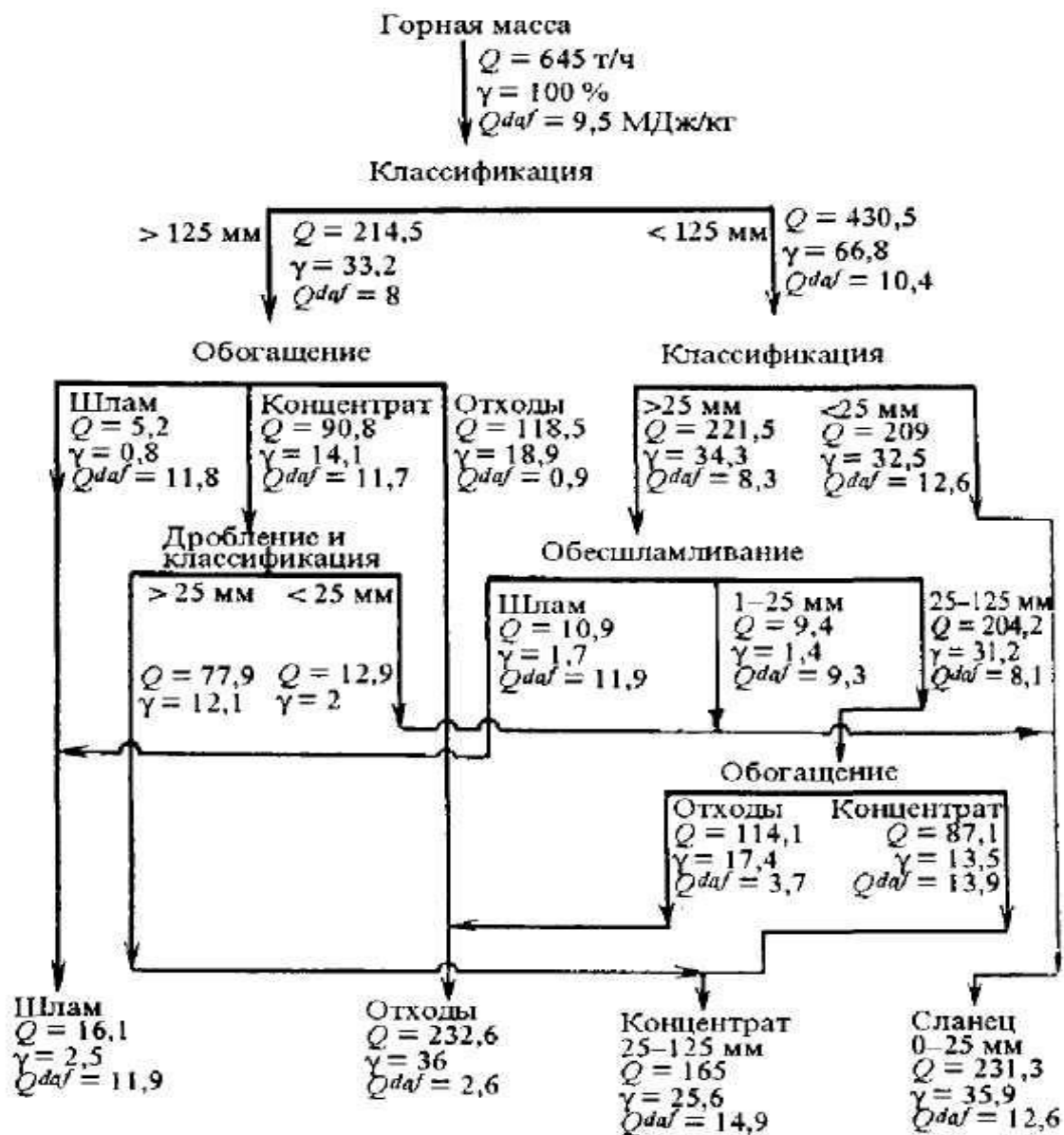


Рис. 29.1 Качественно-количественная схема обогащения горючих сланцев

В настоящее время разрабатываются и находятся в эксплуатации более мощные радиометрические сепараторы: «Минерал», «Минерал-100», «Вихрь» и др.

На рис.29.2 показана более совершенная (проектная) схема фабрики для обогащения прибалтийских сланцев производительностью 5 млн. тонн в год по товарному сланцу. В схеме предусмотрены дробление исходной горной массы до крупности 300 мм и грохочение дробленого продукта на три класса: 100 - 300, 25 - 100 и 0 - 25 мм. Первые два класса обогащаются в минеральной суспензии плотностью 2100 кг/м³. Класс 0 - 25 мм не обогащается и используется в качестве энергетического топлива на тепловых

электростанциях. Крупный обогащенный сланец используется в качестве сырья для химической переработки на сланцеперерабатывающих комбинатах. Крупные классы тяжелых фракций тяжелосредних установок после дробления могут использоваться в качестве строительного щебня.

Недостаток действующих сланце обогатительных фабрик — несовершенство водно-шламовых схем, в результате чего ежегодно в наружные шламовые отстойники (НШО) сбрасывается около 600 тыс.т сланцевых шламов с теплотой сгорания 2,56 МДж/кг. Осаждение, осветление, уплотнение и обезвоживание шламов в НШО осуществляются в течение 3—5 лет. При этом в связи с окислением горючей массы сланца под влиянием природных факторов значительно снижается его теплота сгорания. Кроме того, сточные воды ОФ при длительном контакте со шламом приобретают повышенную кислотность (рН до 4), а дренируемая вода заболачивает прилегающие к НШО земли.

При реконструкции действующих и строительстве, новых фабрик предусматривается организация замкнутого водооборота с применением радиальных сгустителей, флокуляции шламов и их обезвоживания в осадительных центрифугах.

Перспективным является использование горючих сланцев для получения из них концентратов с высоким (до 90 %) содержанием керогена. Получение такого концентрата может быть осуществлено флотацией исходного сланца, измельченного до крупности 90 — 95 % класса менее 0,074 мм.

Кероген-70 — ценное сырье для получения различных химических продуктов. Он находит все более широкое применение в качестве наполнителя при производстве кислотоупорных и щелочеупорных пластических масс, для получения специальных сортов эбонита, резинотехнических изделий и других материалов. В качестве наполнителя кероген полностью или частично заменяет дорогостоящие наполнители (древесную муку, полевой шпат, асбест). Применение керогена позволяет уменьшить расход дефицитных фенолформальдегидных смол, не ухудшая качества изделий, снизить расход материалов и их себестоимость при производстве пластмасс и резинотехнических изделий.

Разработана технология получения из керогена жирных дикарбоновых кислот. Эти кислоты находят широкое применение в качестве исходного сырья для производства пластификаторов и полиэфирных смол. Кроме того, разработана технология термопластификации керогена. Получаемый продукт — термобитум — может заменить формальдегидные смолы в производстве пенопластов и антикоррозионных лаков.

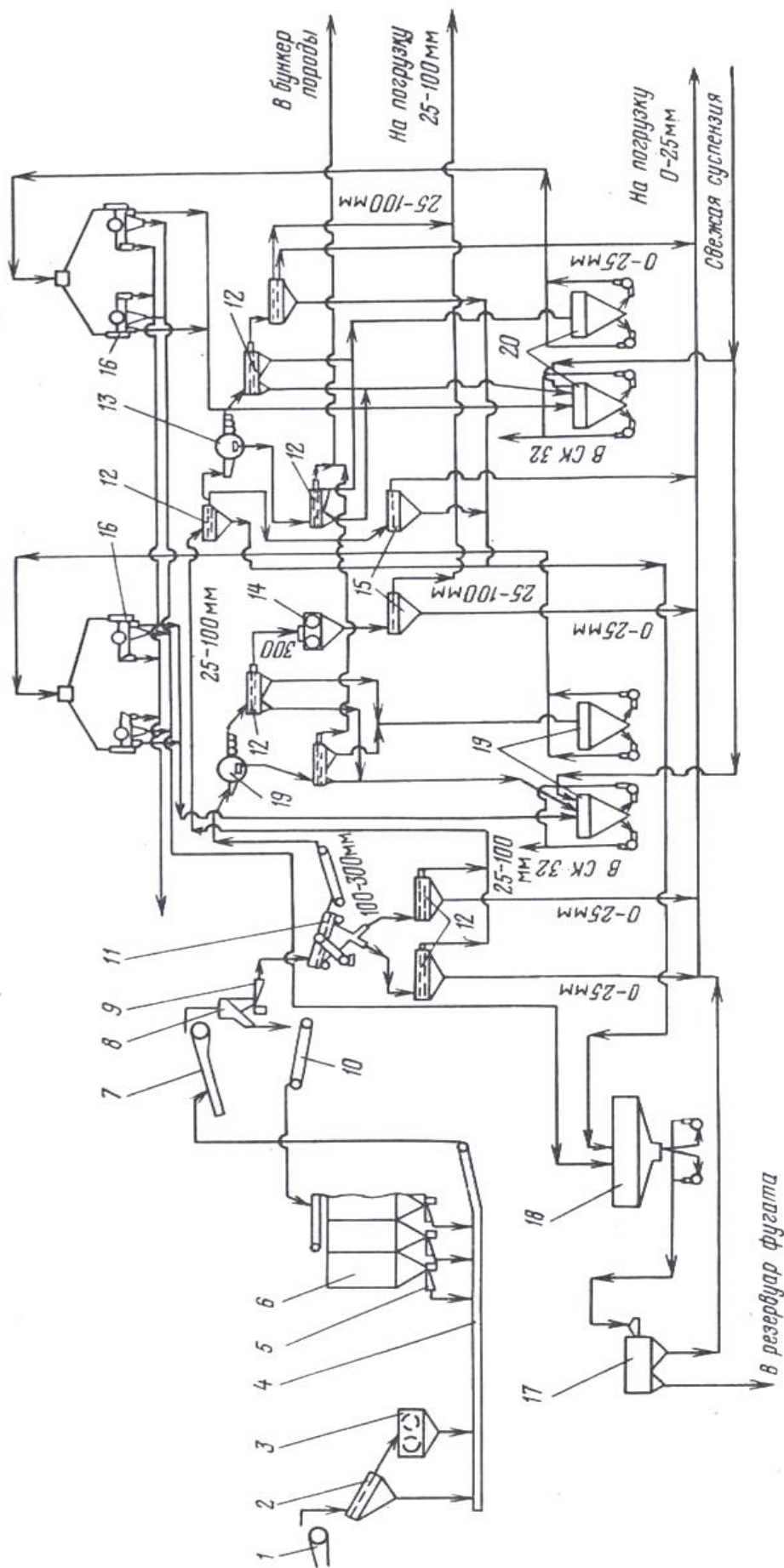


Рис. 29.2. Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики для обогащения горючих сланцев: 1 — шахтный конвейер; 2 — колосниковый грохот; 3 — дробилка ДЭС 70; 4,7 - ленточные конвейеры; 5,9 — качающиеся питатели; 6 — аккумулярующие бункера; 10 - катучий конвейер; 8 — воронка; 11 — грохот ГИТ 71; 12 — грохот ГИСЛ 72; 13 — сепаратор колесный СК 32; 14 — дробилка ДЗС 70; 15 — грохот ГИСЛ 61; 16 — электромагнитные сепараторы ЭБМ 80/170; 17 — осадительная центрифуга НОГШ — 1100; 18 — радиальный сгуститель; 19 — баки кондиционной суспензии; 20 — баки некондиционной суспензии.

Ленгипрошахтом разработана технологическая схема глубокого обогащения горючих сланцев для получения керогена-70. По этой схеме обогащаются сланцы крупностью 0 — 30 мм с содержанием в них 30-36 % керогена. Конечный концентрат должен содержать 70-75 % керогена. Выход концентрата составляет 42 - 44 %.

Для получения концентрата заданного качества в схеме цепи аппаратов (рис.29.3) предусматривается применение шаровых мельниц, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами или спиральным классификатором, с целью измельчения сланца до крупности 90 % класса менее 0,074 мм и четырех перечисток концентрата основной флотации и контрольной перечистки отходов. Обезвоживание концентрата флотации будет осуществляться на дисковых вакуум-фильтрах, сушка — в трубах-сушилках инертными газами.

С 1963 г. при комбинате «Сланцы» Миннефтехимпрома СНГ действует установка для получения керогена-70 из отсевов класса 0 — 25 мм технологического сланца с содержанием органической массы 40 % .

Получение керогена возможно также с помощью центробежного разделения горючих сланцев в тяжелых жидкостях по методу, разработанному в ИОТТ. Применение этого метода целесообразно при сооружении обогатительной установки в едином комплексе с установкой по окислению керогена азотной кислотой. В этом случае отходы химического цеха могут быть использованы для получения водных растворов нитрита кальция, используемого в качестве тяжелой жидкости при центробежном тяжелосредном обогащении.

Практика эксплуатации установки и многочисленные исследовательские работы ряда институтов по флотации сланцев различных слоев и месторождений показывают, что во всех случаях могут быть достигнуты хорошие технологические показатели обогащения. Институтами разработаны эффективные режимы получения высококонцентрированного керогена марки 80,90 и 92, его обезвоживания и доведения до нужной крупности.

Некоторые физико-химические свойства горючих сланцев Кызылкумов

Горючие сланцы, как высокосольное углеводородное органическое сырье, перерабатывается во многих странах мира (Австралия, Югославия, Швейцария, Эстония, Швеция, Германия, Украина, Россия и др.) для получения электроэнергии, сланценой смолы, горючих смазочных материалов (ГСМ) и др.

На территории Средней Азии прогнозные ресурсы горючих сланцев до глубины 600 м от дневной поверхности определены в 93 млрд. т, в том числе 47

млрд., т. в Узбекистане (Байсунском - 55 млн. т. Уртабулакском - 248 млн. т., Учкыр-Кульбешкакском - 126 млн. т). Многие месторождения горючих сланцев расположены на территории Кызылкумом.

Одной из определяющих особенностей качественной характеристики горючих сланцев является повышенное содержание металлов, в том числе молибдена, ванадия, кадмия, индия, скандия, золота и др. Кроме того, сланцы содержат в определенных количествах платиноиды и уран, а также 28-30% горючих веществ.

Таким образом, горючие сланцы Узбекистана являются высоко перспективным минеральным сырьем для получения цветных, благородных и редких металлов, ГСМ, медицинских препаратов, Горючие сланцы можно использовать как энергоносители. Однако, в настоящее время в Узбекистане горючие сланцы не перерабатывается из-за отсутствия приемлемой технологии.

Результаты химического анализа пробы горючих сланцев показали, что сланцы содержат 69-73% минеральной составляющей и 27-31% керогена.

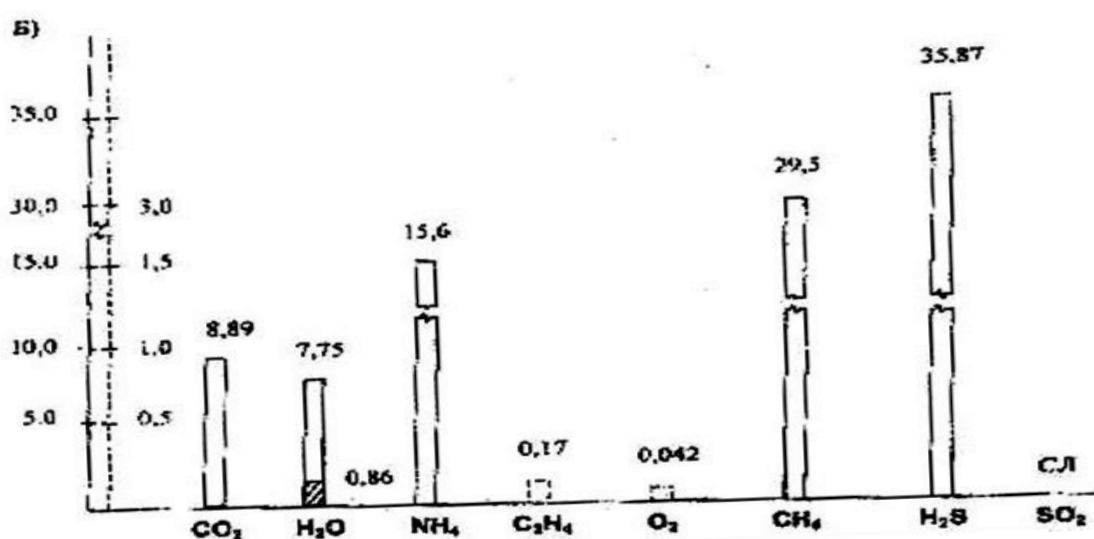
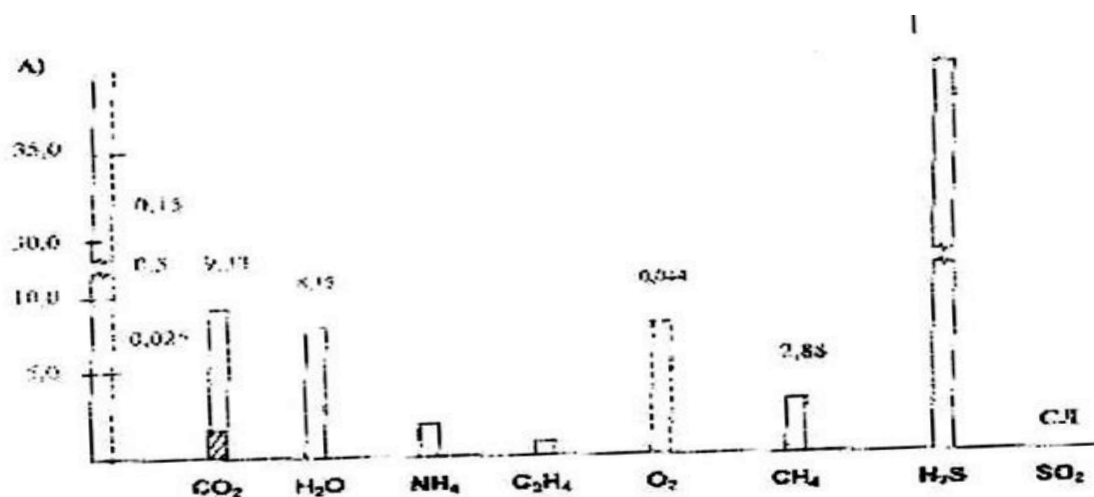
Исходный органический материал -планктон (простые микроорганизмы и водоросли) вращался в окислительной среде и на ранней стадии разложения происходило усреднение состава органического вещества и образовался коллоидный «водный гумус». При старении коллоида, на определенном этапе в нем образовались изолированные пузырьки газов. Для многих сланцев природа газовых включений была подтверждена экспериментально, выделив газ из отключений и опреели его состав

Газовыделение при повышении температуры может быть установлено и путем съема декрепитаграмм пробы сланцев, Согласно полученным результатам вакуумной декрепитографических исследований двух фракций (-1 +0,5 и -0,5 + 0,25 мм) сланца выделяются два температурных интервала, характеризующихся повышенными газовыделениями :

I - от 20 °С до 60 °С при максимуме при 40 °С,

II - от 120 °С до 540 °С при максимуме при 180 °С. Эти температурные интервалы являются аналогичными для обеих фракций сланца.

Результатами анализа установлено, что в обеих фракциях имеют места следующие газы: CO₂, H₂O, КН, С₂O₅,O₂, СН₄, Н₂S, (рисунок). Общий объем газов и навеске во фракции -0,1 -0,5 мм составляет 59,63 мл/г, а во второй - 58,06 мл/г. В навеске фракции -1 -0,5 мм обнаруживаются следы SO₂, тогда как сера в форме Н₂S выделяется очень обильно (37.36; 35,87 мл/г), Это свидетельствует о высокой сернистости сланца.



Сера в сланце может быть представлена в виде серосодержащих органических соединений и в виде сульфидов металлов, часто в виде пирита. Кстати характерной особенностью минеральной части горючих сланцев Центральной Азии является высокое содержание пирита, тонко рассеянного среди частичек глины и среди сгустков псевдовитринита в керогене, Как показывают результаты спектрального анализа содержание железа в минеральной части сланца составляет 3%. Это значит, содержание пирита в сланце будет не менее 5%. Большое содержание пирита характеризует интенсивный восстановительный геохимический характер среды. Из данных следует, что основным элементарным составом битумоидов.

Перспективным является использование горючих сланцев для получения из них концентратов с высоким (до 90 %) содержанием керогена. Получение такого концентрата может быть осуществлено флотацией исходного сланца, измельченного до крупности 90—95 % класса -0,074 мм.

Недостатком действующих сланцеобогащительных фабрик является несовершенство водно-шламовых схем, в результате чего ежегодно в наружные шламовые отстойники (НШО) сбрасывается большое количество (600 тыс. т) сланцевых шламов с теплотой сгорания 2,56 МДж/кг. Осаждение, осветление, уплотнение и обезвоживание шламов в НШО осуществляются в течение 3—5 лет. При этом в связи с окислением горючей массы сланца под влиянием природных факторов значительно снижается его теплота сгорания. Кроме того, сточные воды обогащительных фабрик при длительном контакте со шламом приобретают повышенную кислотность (рН до 4), а дренажная вода заболачивает прилегающие к НШО земли. Поэтому при реконструкции действующих и строительстве новых фабрик предусматривается организация замкнутого водооборота с применением радиальных сгустителей, флокуляции шламов и их обезвоживанием в осадительных центрифугах.

Кероген-70 является ценным сырьем для получения различных химических продуктов. Он находит все более широкое применение в качестве наполнителя при производстве кислотоупорных и щелочуупорных пластических масс, для получения специальных сортов эбонита, резинотехнических изделий, полностью или частично заменяет дорогостоящие наполнители (древесную муку, полевой шпат, асбест). Применение керогена позволяет уменьшить расход дефицитных фенолформальдегидных смол, не ухудшая качества изделий, снизить расход материалов и их себестоимость при производстве пластмасс и резинотехнических изделий.

Разработана технология получения из керогена жирных дикарбонатных кислот. Эти кислоты находят широкое применение в качестве исходного сырья для производства пластификаторов и полиэфирных смол. Кроме того, разработана технология термопластификации керогена. Получаемый продукт — термобитум — может заменить формальдегидные смолы в производстве пенопластов и антикоррозионных лаков.

Разработана технологическая схема глубокого обогащения горючих сланцев для получения керогена-70. По этой схеме обогащаются сланцы крупностью 0—30 мм с содержанием в них 30—36 % керогена. Конечный концентрат должен содержать 70—75 % керогена.

Получение керогена возможно также с помощью центробежного разделения горючих сланцев в тяжелых жидкостях. Применение этого метода целесообразно при сооружении обогащительной установки в едином комплексе с установкой по окислению керогена азотной кислотой. В этом случае отходы химического цеха могут быть использованы для получения водных растворов нитрата кальция, применяемого в качестве тяжелой жидкости при центробежном тяжелосредном обогащении горючих сланцев.

Практика эксплуатации такой установки и многочисленные исследовательские работы по флотации сланцев различных слоев и месторождений показывают, что во всех случаях могут быть достигнуты хорошие технологические показатели обогащения. При этом разработаны эффективные режимы получения высококонцентрированного керогена марки 80, 90 и 92, его обезвоживания и доведения до нужной крупности.

Контрольные вопросы

1. Где сосредоточены запасы горючих сланцев. Назовите физические свойства и состав сланцев?.
2. Методы обогащения сланцев (классификация, радиометрический метод?)
3. В чём проявляется недостаток действующих сланцеобогатительных фабрик?
4. Как получают кероген-70 его свойства, применение?
5. Каким методам из горючих сланцев в тяжелых жидкостях получают кероген?
6. Физико-химические свойства горючих сланцев Кызылкумов?
7. Проблемы комплексного использования горючих сланцев?

Лекция №33

Тема: Обогащение цементного сырья

План:

1. Разновидности цемента.
2. Цементное сырье и технические требования к нему.
3. Дробление и измельчение цементного сырья.
4. Обогащение цементного сырья.

Ключевые слова: полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал

Разновидности цемента

Современное строительство и промышленность используют большое количество разнообразных вяжущих материалов, различающихся друг от друга по своим техническим свойствам. Строительными вяжущими веществами называется тонкоизмельченные порошки, способные с водой образовывать эластичное, клейкое тесто, постоянно загустевающее и переходящее в камнеподобное состояние.

Номенклатура вяжущих веществ весьма разнообразна: имеются вяжущие воздушные, которые могут твердеть только на воздухе, такие как воздушная известь, гипс и другие гидравлические, затвердевающие не только на воздухе, но и в воде – портландцементы, пуццолановые и шлаковые цементы.

Все строительные вяжущие вещества являются искусственными материалами. Технологический процесс их получения складывается из двух основных операций – обжига горной породы и измельчения обожженного продукта.

Гидравлические цементы можно разделить на две группы. В первую входят цементы, состоящие преимущественно из силикатов кальция и некоторого количества алюминатов и ферритов кальция; во вторую - цементы, где основным составляющим является алюминат кальция.

Применение: бетонные, железобетонные строительные конструкции, каменной кладке и штукатурке. Он служит в качестве вяжущего при изготовлении бетонных и железобетонных изделий, асбестоцементных изделий – труб, шифера облицовочных плит и т.д.

В зависимости от назначения портландцемента выпускается в пяти марках: 200, 300, 400, 500, 600, различающихся пределом прочности при сжатии.

Наименование марки соответствует предельной прочности на сжатие в кгс/см² через 28 дней после затвердевания водой.

Для регулирования сроков схватывания к портландцементам прибавляют иногда гипс в количестве, не превышающем 3% их веса.

Шлакопортландцемент отличается тем, что в него вводится измельченный шлак в количестве от 25 до 50 %, что снижает стоимость цемента. Для повышения стойкости цементов по отношению к воде в состав их вводят так называемые гидравлические добавки.

Группа особых сортов портландцемента включает:

- 1) быстротвердеющий высокосортный портландцемент, приобретающий высокую механическую твердость через 2-3 дня.
- 2) магнезиальный портландцемент.
- 3) белый портландцемент, отличающийся чистотой цвета, изготовляемый из известняка с содержанием железа не более 0,1% и др.

Глиноземистые цементы отличаются тем, что быстро твердеют. Применяются главным образом в тех случаях, когда возводимое сооружение нужно быстро пустить в эксплуатацию (военные сооружения), строительных, ремонтных работах. Процесс схватывания идет со значительным выделением тепла, что позволяет проводить бетонные работы в зимнее время.

Романцемент обладает малой механической прочностью, является одним из дешевых цементов благодаря низкой температуре обжига и использованию в качестве сырья, главным образом природных мергелей.

Цементное сырье и технические требования к нему

Для каждого сорта цемента в соответствии с его химическим составом подбирается необходимая сырьевая шихта. Основными составными частями ее являются CaO, SiO₂, Al₂O₃, находящиеся в определенных весовых отношениях. В природе такое сырье, хотя и редко, но встречается среди мергелей.

В большинстве случаев в качестве цементного сырья используется смесь горных пород, содержащая указанные выше соединения в необходимом соотношении. Обычно сырьевая смесь приготавливается из двух горных пород: одной, богатой углекислым кальцием и другой, богатой глинистым веществом, т.е. кремнеземом и глиноземом. В качестве пород, богатых глиноземом и кремнеземом, применяют глины, глинистые сланцы, мергелистые глины и лесс.

Соотношение отдельных окислов, необходимое для образования основных минералов портландцемента, в практике цементной промышленности определяется модулями.

Основной (гидравлический) модуль: $\text{CaO}/\text{FeO}_2+\text{Al}_2\text{O}_3+\text{Fe}_2\text{O}_3=1.9-2.4$

Силикатный модуль: $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3+\text{Fe}_2\text{O}_3=1.7-3.5$

Глиноземный модуль: $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{Fe}_2\text{O}_3=1-3$

Чем выше гидравлический модуль, т.е. чем больше кальция в шихте, тем больше будет в цементе весьма ценного трех кальциевого силиката. Однако предельное содержание свободной окиси кальция составляет 2-3%, т.к. ее присутствие в портландцементе может привести к появлению трещин в изделиях. Высокий силикатный модуль обеспечивает неуклонное возрастание прочности цемента во времени и значительную стойкость цемента по отношению к минерализованным водам. Однако такой цемент медленно схватывается и твердеет. Сырье с высоким глиноземным модулем дает цемент, быстро схватывающийся и твердеющий, но характеризуемый малым ростом прочности в дальнейшем и малой устойчивостью по отношению к минерализованным водам. Наоборот, цемент, полученный из сырья с малым глиноземным модулем, схватывается медленно, но в конечном итоге сообщает изделиям высокую прочность.

По нормам в известняках допускается содержание не более 2-5% MgO, (гидратация MgO увеличивает объем, разрушению сооружения) а в портландцементе 4-5%. Содержание в сырьевой смеси серного ангидрида не должно превышать 1%, считая на прокаленное вещество.

P₂O₅ является вредной примесью в цементном сырье (известняке, глине), т.к. замедляет процесс твердения цемента.

Цементная шихта образуется обычно смешиванием двух видов сырья. В том случае, когда силикатный и глиноземный модули, зависящие в основном от химического состава глинистого сырья, неблагоприятны, в сырьевую смесь вводят дополнительные компоненты (аморфный кремнезем - опока, трепел, доломит), а кристаллический SiO₂ (кварцевый песок) гораздо труднее и при более высоких температурах реагирует с окисью кальция.

Существенное значение имеют физико-механические свойства сырья. Высокая твердость и вязкость сырья приводят к повышению расхода энергии на его измельчение. Особенно вредна неоднородность по твердости слагающих породу минералов. Известняк, содержащий включения халцедона и кремня, непригоден для производства цемента, т.к. измельчение его весьма затруднено.

Для того, чтобы при обжиге образование основных минералов цемента шло с необходимой скоростью, сырье должно поступать в печь в

тонкоизмельченном виде. Процесс измельчения является важнейшей стадией в подготовке цементного сырья.

Для получения портландцемента средних марок (300 и 400) из сырья, не содержащего трудно реагирующих при обжиге включений, измельчение должно вестись до 90%, содержания фракции $-0,085$ мм.

Подготовки сырья к обжигу различаются мокрым и сухим способами:

Мокрый способ заключается в том, что после дробления сырьевые компоненты, смешанные в необходимом сочетании, измельчаются мокрым путем, хранятся в бассейнах, где смесь корректируется, и затем в виде шлама поступают на обжиг.

Сухой способ состоит в том, что компоненты сырьевой смеси дробятся, сушатся и затем все вместе измельчаются сухим путем, корректируются по составу и в виде порошка поступают на обжиг.

При мокром способе влажность сырья, поступающего на обжиг, должна составлять примерно 36-40% (твердого 64-60%).

При сухом способе влажность сырья не должна превышать 1,0%. Если измельчение сырья ведется одновременно с его подсушкой, то влажность сырья, поступающего в мельнично - сушильные агрегаты, может составлять до 12%.

Дробление, измельчение и дезинтеграция цементного сырья

Крупность различных видов цементного сырья, поступающего в сырьевое отделение цементных заводов, определяется природой и свойствами сырья системой разработки месторождений и уровнем механизаций очистных горных работ. Сырье поступает из карьера с некоторым содержанием влаги, в среднем плотные кристаллические известняки содержат 3-5% влаги, рыхлые известняки 5-8%, мел 15-25%, мергель 8-18%, глина 10-25%.

Увеличение мощности цементных заводов и снабжающих их сырьем карьеров, а также стремление к эффективной механизации трудоемких работ заставляют увеличивать размер кусков породы, поступающих в дробление (габаритные размеры известняки – 800-900 мм).

Крупно-среднее дробление ведется обычно два приема конечная крупность дробленых пород определяется способом производства цемента - мокрым или сухим.

При сухом способе крупность дробленого материала подбирают так, чтобы облегчить и упростить сушку. При сушке в барабанной сушилке известняк дробят до 50мм, мергель и глину – до 30мм. При сушке материалов в трубе-сушилке дробление ведут до 5-8мм.

Перед мокрым измельчением целесообразно с целью экономии энергии возможно более мелкое дробление сырья.

Таким образом, степень дробления сырья в цехах крупно среднего дробления практически колеблется между 20 и 80.

Для первого приема дробления обычно применяются щековые дробилки, позволяющие осуществить дробление породы крупностью 600-800мм до кусков размером 120-200мм. На второй стадии дробления часто применяются двух роторные и иногда одно роторные молотковые дробилки. (Грохоченные, осуществляются при помощи колосниковых грохотах).

Измельчение. Тонкое измельчение сырья является одной из важнейших и наиболее энергоемких операций. Помимо тонкости помола сырья, большое значение имеет однородность массы.

Тонкое измельчение твердых компонентов сырьевой шихты портландцемента (известняка, плотного мергеля и др.) осуществляется только в барабанных мельницах. В зависимости от способа производства цемента, измельчение ведут соответственно мокрым или сухим путем. Мельницы для мокрого и сухого помола различаются только некоторыми деталями конструкции, кроме того, мельницы для сухого измельчения имеют аспирационные устройства.

Большое значение для качества цементного сырья имеет тонкость измельчения и в еще большей степени, содержание в измельченном материале наиболее тонких классов, которое невозможно контролировать с помощью сит (приходится пользоваться дисперсионным анализом). Важными характеристиками измельченного продукта могут служить величина поверхности одного грамма материала.(удельная поверхность $\text{см}^2/\text{г}$.)

Чем тоньше измельчение материала перед обжигом, тем выше качество цемента и тем быстрее протекают реакции образования минералов цементного клинкера состав_клинкера.

Качество клинкера зависит от его химического и минералогического составов.

Химический состав характеризуется содержанием в клинкере различных окислов. Минералогический состав – теми веществами (минералами), которые образуется из этих окислов в процессе обжига.

В практике цементного производства пользуются также третьим показателем оценки качества клинкера: соотношением между основными окислами, позволяющим регулировать и заранее рассчитывать минералогический состав клинкера, зная химический состав исходных сырьевых материалов.

Сырьевым материалами для производства портландцементного клинкера чаще всего служат горные породы глина и известняк, содержащие углекислый кальций.

Глина состоит из различных веществ, образовавшихся в основном из трех окислов: SiO_2 – двуокиси кремния (кремнезема) Al_2O_3 – окиси алюминия (глинозема) и Fe_2O_3 – окиси железа. Углекислый кальций CaCO_3 может быть представлен двумя окислами CaO и CO_2

При обжиге клинкера глинистые вещества углекислый кальций разлагаются Газообразные продукты, в частности CO_2 и вода удаляется, и оставшиеся четыре твердых окисла CaO , SiO_2 , Al_2O_3 и Fe_2O_3 образует при спекании основные минерал цементного клинкера.

Процентное содержание основных окислов в клинкере обыкновенно портландцемента находится в следующих пределах.

CaO -60-67% SiO_2 -19-25 % Al_2O_3 -4-8% Fe_2O_3 -2-6%/

Наряду с основными окислами в клинкере могут присутствовать и другие, напр. Окис магния, натрия, калия, ангидрит серной кислот двуокись титана, P_2O_5 и др.

Четыре основных окисла Al_2O_3 , Fe_2O_3 в клинкера не находятся в свободном состоянии. При обжиге они взаимодействуют между собой, образуя различные минералы которые в основном определяют важнейшие строительного свойства портландцемента.

Важнейшими минералами портландцементного клинкера являются:

Трех кальциевый силикат (алит) – $3 \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$

Двух кальциевый силикат (белит) - $2 \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$

Трех кальциевый алюминат – $3 \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$

Процентное содержание основных минералов в клинкере обыкновенного портландцемента находится в следующих пределах:

$3 \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ - 42 - 65 %

$2 \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ - 15 – 50 %

$3 \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ – 2 – 15 %

$4 \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ – 10 – 25 %

Их суммарное количество составляет 95-98 %.

Обогащение цементного сырья

Обеспечение необходимого состава сырьевой шихты при производстве портландцемента осуществляется либо соответствующей дозировкой отдельных компонентов смен, либо при наличии удовлетворительного по составу сырья небольшими корректирующими добавками.

Распространенный способ подготовки цементного сырья заключается в том, что сырье добывается без селективной выемки, отдельных участков месторождения это значительно упрощает горные работы и удешевляет добычу сырья. Затем в результате механического обогащения – гидравлической классификации и флотации-сырье делится на 2-3 продукта различного химического состава. Дозируя в различном соотношении это продукты, можно обеспечить получение не одного, а многих сортов и марок цемента.

Иногда обогатительные операции ограничиваются только разделением исходного сырья на ряд продуктов, а сопровождаются, как это обычно в обогатительных процессах, удалением вредных или балансных примесей в хвосты.

Помимо удешевления горных работ, обогащения цементного сырья дает возможность, повисит качество цемента за счет улучшения состава сырья, выпустит ряд сорта цемента, снизит расход топлива (за счет удаления из сырья трудно реагирующих примесей).

Схема обогащения цементного сырья разнообразны. Общим для большинства схем является применение классификации для выделения тонкой глистой фракции из измельченной породы. В некоторых случаях гидравлической классификации подвергается только часть измельченной породы, в то время как остальной материал используется непосредственно без обогащения. В качестве классифицирующих устройств в этом случае применяют гидросепараторы, гидроклассификаторы и непрерывно действующие центробежные классификаторы.

Отдельные в результате гидравлической классификации глинистые фракции богаты алюмосиликатами и редко содержат свободные минералы кремнезема, которые обычно остаются в песковой фракции.

В большинстве случаев один из продуктов гидравлической классификации флотаций с целью получения материала, обогащенного карбонатом кальция с минимальным содержанием примесей.

При обогащении флотация ведется только с целью выделения из породы концентрата известняка.

Для флотации известняка применяются заменители олеиновой кислоты – топливное масло и др.

Известны случаи, когда при обогащении известняковой породы из нее удаляют не только кварц, но и алюмосиликатные или углеродные примеси. На одном из цементных заводов выделяют катионных собирателем слюдястый продукт, который к тому же представляет некоторую ценность и используется в качестве слюдяного порошка.

При помощи обогащения можно удалить из известняка, также фосфатные минералы в тех случаях, когда их содержание превышает допустимое. При флотации известняка, содержащего 2,18% P. получен его концентрат, содержащий 0,4-0,8% P.

Извлечение известняка составило при этом более до %. Флотация велась анионным собирателем в присутствии соды и жидкого стекла. В виду близости свойств известняка и апатита следует тщательно подобрать условия флотации.

Начальной технологической операцией получения клинкера является измельчение сырьевых материалов.

Необходимость измельчения сырьевых материалов до весьма тонкого состояния определяется условиями образования однородного по составу клинкера из двух или нескольких сырьевых материалов. Химическое взаимодействие материалов при обжиге происходит вначале в твердом состоянии.

Это такой вид химической реакции, когда новое вещество образуется в результате обмена атомами и молекулами двух соприкасающихся между собой веществ при высокой температуре.

Для обжига клинкера при мокром способе производства применяют только вращающиеся печи. Они представляют собой стальной барабан длиной до 150-185м и диаметром 3,6-5м, футерованный внутри огнеупорным кирпичом, производить таких печей достигает 1000-2000т клинкера в сутки установленной с наклоном в 3-4. В области горения топливо развивается наиболее высокая температуры до 1500, что необходимо для взаимодействия CaO, образующаяся при разложении CaCO₃ с окислами глины и получения клинкера.

Измельчение клинкера является наиболее энергичной операцией цементного производства на измельчение одной тонны его расходуется 30-40 квт.ч энергии что составляет от 35-40% от общего расхода энергии на производство тонны цемента. Температура клинкера при выходе из печей колеблется от 60 до 100 и выше.

Перед помолом клинкера дробят до зерен размером 8-10мм, чтобы облегчить работу мельниц.

Тонкость измельчения портландцемента должна характеризоваться остатком на сите 0,085мм, равным 2% .

Измельчение клинкера производится совместно с чистом, гидравлическими и другими добавками обеспечивающий тщательное перемешивание между собой всех материалов, а высокая однородность цемента является важным фактором его качества.

Контрольные вопросы

Какая разница между гидравлическими цементами и воздушными вяжущими материалами?

На какие группы делятся гидравлические цементы?

Какое сырье применяется для производства гидравлических цемента?

Укажите основные показатели, характеризующие сырье для гидравлического цемента?

Что такое гидравлический и силикатный модуль и какая между ними разница?

Перечислите технические требования к сырью для портландцемента?

Чем отличается мокрый способ производства портландцемента от сухого?

Какова обычная влажность различного цементного сырья?

Опишите схемы измельчения сырья на старых цементных заводах?

Какие схемы измельчения сырья применяются на цементных заводах, оснащенных современной техникой?

Какое оборудование применяется для измельчения цементного сырья?

Каков химический состав клинкера?

Что происходит при обжиге клинкера?

Каков минералогический состав клинкера?

В чем сущность обогащения цементного сырья?

В чем сущность флотационного обогащения известняка?

Какова крупность измельчения цементного клинкера?

Для чего клинкер охлаждают перед измельчением?

Существующие методы подготовки цементного сырья.

С какой целью обогащается цементное сырье?

Что является общим при обогащении цементного сырья?

Опишите схемы обогащения известняка с получением трех компонентов сырьевой шихты?

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ
ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ**

ПО КУРСУ:

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

Навои – 2020 г.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1.

ТЕМА: ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Схемы флотации отличаются по числу стадий и циклов обогащения, по числу перечисток концентрата и контрольных флотации хвостов в отдельных циклах, по точкам, в которые возвращаются промпродукты в цикл флотации. Число стадий и циклов обогащения является наиболее важным отличительным признаком, определяющим принципиальную схему флотации. Последние два признака определяются детали построения схемы флотации внутри отдельных стадий и циклов обогащения.

Принципиальной схемой флотации называется такое изображение схемы, на котором указаны только стадии и циклы обогащения, исходные и конечные продукты каждой стадии и цикла. В зависимости от числа стадий схемы флотации подразделяются на одно-, двух- и многостадийные.

Каждая стадия обогащения может включать одни или несколько циклов. Например, при одностадийной схеме флотации монометаллических руд может быть один, два или несколько циклов. В первом случае схема имеет только две ветви - ветвь перечисток концентрата и ветвь контрольных флотации хвостов. Два цикла появляются в тех случаях, когда перед флотацией разделяется на два продукта - пески и шламы с последующим раздельным их обогащением или когда промпродукты обогащаются в отдельном, самостоятельном цикле.

Понятия стадия и цикл обогащения нуждаются в уточнении. На практике нередко встречаются схемы, когда промпродукт доизмельчается не в отдельном самостоятельном цикле, а возвращается в цикл измельчения руды. Такая схема должна быть отнесена к одностадийной, так как здесь нет возможности установить специальный, самостоятельный режим для измельчения промпродукта. Обратный промпродукт всегда имеет меньшую крупность, чем питание, флотации. Поэтому возвращением промпродукта в цикл измельчения руды не достигается заметного уменьшения его крупности, так как он сразу же уходит в слив классификатора.

Число возможных вариантов принципиальных трех стадийных схем флотации значительно больше числа вариантов двухстадийных схем. Трехстадийные схемы за последние годы стали широко применяться для руд с неравномерной или сложной вкрапленностью. Схемы флотации с числом стадий более трех применяются редко.

Выбор принципиальной схемы флотации монометаллических руд зависит в основном от характеристики вкрапленности в руде полезного минерала и способности полезного минерала и пустой породы к ошламованию при измельчении.

Общее правило: тем более неравномерна по крупности выделений вкрапленность полезного минерала и чем он больше шламуется при измельчении, тем больше оснований для применения стадийного обогащения.

При проектировании схемы обогащения должен соблюдаться принцип: извлекать полезный минерал в окончательный концентрат и удалять пустую породу в хвосты по возможности в крупном виде (не дробить ничего лишнего).

Стадийное обогащение применяется для того, чтобы не допустить излишнего переизмельчения полезных минералов и пустой породы. Особенно важно избежать тонкого измельчения большого количества пустой породы, что достигается выводом из процесса основной массы хвостов, по возможности в крупном виде. Если при грубом измельчении руды часть полезного минерала остается в сростках, то эти сростки должны быть выделены в промпродукт, до измельчение, которого стоит дешевле, чем измельчение всей массы руды.

Число стадий обогащения зависит от характера вкрапленности в руде полезного минерала и его способности к ошламованию при операциях измельчения. Эта зависимость устанавливается при рассмотрении ряда примеров, встречаемых в практике обогащения.

1. Крупная вкрапленность, полезные минералы не склонны к ошламованию. Кондиционные концентраты и отвальные хвосты могут быть получены при флотации грубоизмельченной руды. Так как полезные минералы не склонны к ошламованию, то при грубом измельчении вредное влияние ошламования проявится слабо и не вызовет ухудшение технологических показателей при обогащении руды по одностадийной схеме.

2. Крупная вкрапленность, полезные минералы легко переизмельчаются. Лучшие результаты обогащения будут получены при двухстадийной схеме флотации с выделением в первой стадии части кондиционного концентрата, который тем самым предохраняется от излишнего ошламования. Хвосты первой стадии, содержащие крупные зерна полезного минерала, должны доизмельчаться и направляться во вторую стадию обогащения.

3. Агрегатная вкрапленность. В практике обогащения часто встречаются руды, в которых полезный минерал заключен в сравнительно крупные агрегаты, представляющие собой, в свою очередь, тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Подобный тип вкрапленности

имеют молибденитовые и графитовые руды, а также значительная часть полисульфидных руд.

Для получения чистых концентратов такие руды требуют тонкого измельчения, однако бедные хвосты могут быть получены и при грубом помоле, достаточном для освобождения из сростков крупных агрегатов. Поэтому следует после грубого измельчения руды выделить основную массу отвальных хвостов и бедный концентрат, который следует направить в отдельный цикл измельчения и далее во вторую стадию обогащения.

В некоторых случаях более высокие технологические показатели достигаются при обогащении руд с агрегатной вкрапленностью по двухстадиальной трехцикловой схеме, предусматривающей измельчение и флотацию бедного концентрата и промпродукта в отдельных циклах. Это дает возможность более точного подбора условий обогащения, чем и вызывается улучшение технологических показателей.

4. Неравномерная вкрапленность. Наиболее часто встречаются руды, обладающие неравномерной по крупности вкрапленностью полезных минералов. Уже при сравнительно грубом измельчении такой руды часть полезного минерала, находящаяся в более крупных выделениях, освобождается из сростков, что дает возможность извлечь ее в богатый концентрат. Для получения же отвальных хвостов требуется более тонкое измельчение руды.

Руды с подобным типом вкрапленности следует обогащать по двухстадиальной схеме с выделением в первой стадии обогащения части кондиционного концентрата и богатых хвостов, направляемых в доизмельчение и вторую стадию.

Применение стадийного обогащения особенно необходимо в тех случаях, когда неравномерно вкрапленный полезный минерал подвержен сильному ошламованию. Для таких руд может быть принята трехстадиальная схема обогащения с последовательным доизмельчением хвостов.

Если при неравномерной вкрапленности часть полезного минерала представлена чрезвычайно мелкими выделениями, то для разрушения всех сростков хвосты первой стадии пришлось бы подвергнуть очень тонкому измельчению, что невыгодно. Поэтому с целью экономии на измельчении хвосты первой стадии доизмельчаются лишь до такой крупности, чтобы получить достаточно богатые сростки для возможности извлечения их в промпродукт. Тогда во второй стадии обогащения получают три продукта: кондиционный концентрат, в который извлекают свободные зерна полезного минерала; промпродукт, куда извлекаются сростки; отвальные хвосты. Промпродукт направляется в доизмельчение и в третью стадию обогащения.

Таким образом, при флотации руд с неравномерной вкрапленностью полезного минерала следует применять двухстадиальные или трехстадиальные схемы обогащения, причем если полезный минерал при этом сильно шламуется, то наиболее экономичными будут трехстадиальные схемы.

Стадиальные схемы обогащения с выделением в первой стадии части готового концентрата в последние годы стали получать широкое распространение. Примером могут служить Норильская, Балхашская, Миргилимсайская и другие обогатительные фабрики, ранее применявшие одностадиальные схемы обогащения.

5. Мелкая равномерная вкрапленность. Этот тип вкрапленности встречается в некоторых порфировых рудах. Если бы при измельчении руды поверхности разлома проходили только по контактам сросшихся минералов, тогда при равномерной вкрапленности освобождение из сростков всех зерен полезного минерала происходило бы одновременно после достижения некоторой определенной степени измельчения. В этом случае одностадиальная схема обогащения такой руды была бы наиболее рациональной, В действительности вкрапленность минералов в руде никогда не бывает вполне равномерной, а поверхности излома зерен в процессах дробления и измельчения проходят не только по контактам сросшихся минералов. Поэтому даже при измельчении руд, обладающих сравнительно равномерной вкрапленностью, освобождение полезного минерала из сростков происходит постепенно по мере повышения степени измельчения.

Так как процесс раскрытия зерен всегда происходит в некотором диапазоне крупности измельчения, то в пределах этого диапазона в пульпе содержатся как свободные зерна полезного минерала, так и сростки. В целях экономии на измельчении и ограничения вредного влияния ошламования руду с мелкой равномерной вкрапленностью следует измельчать до крупности, обеспечивающей освобождение из сростков только части полезного минерала. Другая же его часть может остаться в сростках, если они достаточно богаты, для извлечения их в промпродукт, который затем должен направляться в доизмельчение и вторую стадию обогащения. Для извлечения сростков применяют при флотации сильные коллекторы и вспениватели.

6. Сложная и очень неравномерная вкрапленность. Руды с таким характером вкрапленности содержат разные по своей величине выделения полезного минерала и агрегаты, представляющие собой тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Наиболее экономичной для обогащения руд с такой вкрапленностью будет трехстадиальная схема.

7. Руды, содержащие много первичных шламов и растворимых солей, вредящих флотации. Первичные шламы иногда обогащаются в отдельном цикле, чем достигается улучшение показателей обогащения

Первичные шламы обычно выделяются после первого приема измельчения в механическом классификаторе или гидроциклоне. При этом пески классификатора обогащаются более твердыми и тяжелыми минералами. Например, при механической классификации измельченных уральских медно-пиритных руд песковая часть всегда обогащена пиритом, а слив — пустой породой и легкоизмельчающимися вторичными сульфидами.

На Красноуральской обогатительной фабрике для обогащения руды с высоким содержанием серицит-хлоритовых сланцев применялась схема с раздельной обработкой песков и шламов. Пески классификатора значительно обогащались пиритом и после выделения из них медного концентрата представляли собой кондиционный пиритный концентрат.

В некоторых рудах первичные шламы обладают высокой флотационной активностью. В этих случаях прибегают к предварительной флотации шламов с небольшими добавками вспенивателя. Иногда руды содержат первичные шламы, которые плохо флотируются сами и так вредят флотации, что их после выделения направляют в отвал. В качестве примера можно указать на схемы флотации железных руд и некоторых неметаллических полезных ископаемых — алунитов, кианитов и фосфоритов.

Принципиальные схемы флотации полиметаллических руд

При обогащении полиметаллических руд в зависимости от их состава могут получаться два, три и больше концентратов. Ниже рассмотрены принципиальные схемы флотации полиметаллических руд, содержащих три полезных компонента.

Основные выводы и положения, относящиеся к этим схемам, справедливы для биметаллических руд, а также для руд с большим числом полезных компонентов.

Для руд с тремя полезными компонентами можно применить четыре принципиальные схемы флотации:

- с прямой селективной флотацией;
- с частичной коллективной флотацией;
- с предварительной коллективной флотацией;
- с фракционной коллективной флотацией.

Главное различие между этими схемами заключается в числе циклов, через которые проходит основной поток пульпы (содержащий пустую породу).

В схеме с прямой селективной флотацией хвосты выделяются в третьем цикле обогащения, основной поток пульпы проходит три цикла.

В схемах с частичной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит два цикла обогащения.

В схемах с предварительной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит только один цикл обогащения. Главной целью предварительной коллективной флотации является удаление в хвосты пустой породы, по возможности в крупном виде, в первом же цикле обогащения. Перед коллективной флотацией не требуется освобождения сульфидов из сростков друг с другом, а достаточно лишь освободить сульфидные агрегаты из сростков с пустой породой. Так как полиметаллические руды обладают, как правило, агрегатной вкрапленностью, то коллективную флотацию можно проводить при более грубом измельчении руды по сравнению с селективной флотацией.

После удаления в цикле коллективной флотации основной массы пустой породы получается коллективный концентрат, представляющий собой богатую полиметаллическую руду, которую можно дальше обогащать по схеме с прямой селективной или частичной коллективной флотацией.

Если бы пустая порода полностью удалялась в хвосты при коллективной флотации, то не потребовалось бы циклов флотации, указанных на схемах пунктиром. Практически эти циклы необходимы для удаления в хвосты небольшого количества породы, оставшейся в коллективном концентрате. Это особенно необходимо, когда выход концентрата III мал. В таких случаях даже небольшое количество оставшейся в коллективном концентрате породы сильно разубоживает концентрат после флотации третьей стадии.

Фракционная коллективная флотация дает возможность улучшить результаты обогащения руд, в которых флотационная активность отдельных разностей одного и того же минерала различна. Например, в свинцово-цинковых и в свинцово-медно-цинковых рудах иногда содержатся легко- и труднофлотируемые разности цинковой обманки.

При получении из таких руд коллективного концентрата для извлечения труднофлотируемых разностей сфалерита пришлось бы в коллективной флотации применять активатор — медный купорос и загружать значительное количество коллектора. Это вызвало бы затруднения при последующей селективной флотации коллективного концентрата.

При схеме с фракционной коллективной флотацией эти затруднения устраняются. В процессе флотации свинцово-медно-цинково-пиритных руд в первую фракцию коллективного концентрата следует извлечь полностью свинец и медь и лишь частично — цинк и пирит. Дальнейшая селективная

флотация первой фракции облегчается тем, что она получена при сравнительно малой дозировке коллектора и содержит неактивированный сфалерит. Вторая фракция коллективного концентрата, не содержащая галенита и сульфидов меди, присоединяется к цинково-пиритным хвостам селективной флотации первой фракции.

Схемы с предварительной коллективной флотацией имеют экономические преимущества по сравнению со схемами с прямой и с частичной коллективной флотацией. Эти преимущества заключаются в следующем.

1. Обычно при схемах с предварительной коллективной флотацией руда измельчается до крупности 45—55% —0,074 мм и тонкому измельчению подвергается только коллективный концентрат, выход которого невелик, особенно в случае бедных руд. Тогда, как при схемах с прямой селективной флотацией, необходимо измельчение руды до 60—80% —0,074 мм. Вследствие этого достигается экономия на измельчении.

2. Расход депрессоров и активаторов меньше.

3. Количество потребных флотационных машин меньше. Величина экономии, получаемой при схеме с предварительной коллективной флотацией, зависит от характера вкрапленности и содержания полезных минералов в руде. При крупной вкрапленности экономии на измельчении не будет, так как в этом случае необходимая степень измельчения руды определяется только размером зерен, которые могут подниматься в пену, и при любой схеме будет одинакова. Для руд с агрегатной вкрапленностью экономия на измельчении может быть очень значительной (до 30%).

Выбор принципиальной схемы флотации для отдельных типов полиметаллических руд

В зависимости от минералогического состава и содержания металлов полиметаллические руды подразделяются на четыре группы.

Первая группа — сплошные сульфидные руды с высоким содержанием цветных металлов. Эти руды состоят в основном из сульфидов свинца, меди, цинка и железа. Общее содержание сульфидов 75—90%, содержание цветных металлов 6—15%.

Для обогащения руд этой группы обычно применяется прямая селективная флотация. В тех случаях, когда хвосты флотации достаточно богаты серой и могут быть использованы в качестве сырья для сернокислотной промышленности, схемы с прямой селективной флотацией наиболее рациональны.

Если содержание пустой породы в руде больше 15—20%, то хвосты селективной флотации будут иметь содержание серы ниже кондиционного.

Тогда при равных технологических показателях предпочтение следует отдать схеме с предварительной коллективной флотацией.

Вторая группа — сплошные сульфидные руды с низким содержанием цветных металлов и высоким содержанием серы. К этой группе относятся руды большинства месторождений медисто-цинковистых пиритов. Содержание меди в медисто-цинковистых пиритах составляет 1—2% и цинка 1—2,5%,

Для обогащения руд этой группы наиболее перспективной является схема с предварительной коллективной флотацией сульфидов меди и цинка и получением богатых пиритных хвостов. При пониженном содержании серы в руде хвосты коллективной флотации будут некондиционными по содержанию серы. В этом случае наиболее выгодной является схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов.

Третья группа — вкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием цветных металлов. К этой группе относится значительное число руд эксплуатируемых свинцово-цинковых и медно-цинковых месторождений. Суммарное содержание меди, свинца и цинка в рудах этого типа достигает 8—15%.

При крупной вкрапленности полезных минералов руды обогащаются по схеме с прямой селективной флотацией. При агрегатной вкрапленности более экономичной будет схема с предварительной коллективной флотацией.

Четвертая группа — вкрапленные руды с низким содержанием цветных металлов. Суммарное содержание цветных металлов в рудах, как правило, не превышает 3—4%, а в некоторых случаях — 2%. Содержание пирита иногда достигает 30—40%. Для обогащения руд этой группы по экономическим условиям следует применять схемы с предварительной коллективной флотацией.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2

ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Операции дробления применяются для подготовки полезного ископаемого к измельчению в мельницах или подготовки его непосредственно к операциям обогащения, что имеет место при обогащении ископаемых с крупной вкрапленностью полезных минералов. На дробильно-сортировочных фабриках операции дробления имеют самостоятельное значение.

В схемы дробления обычно включают операции предварительного и поверочного грохочения. Их принято относить к той операции дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

Операция дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления — схему дробления (рис. 2.1).

Стадии дробления (рис. 2.2) имеют четыре разновидности:

А — операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б — операции предварительного грохочения и дробления;

В — операции дробления и поверочного грохочения;

Г — операция дробления.

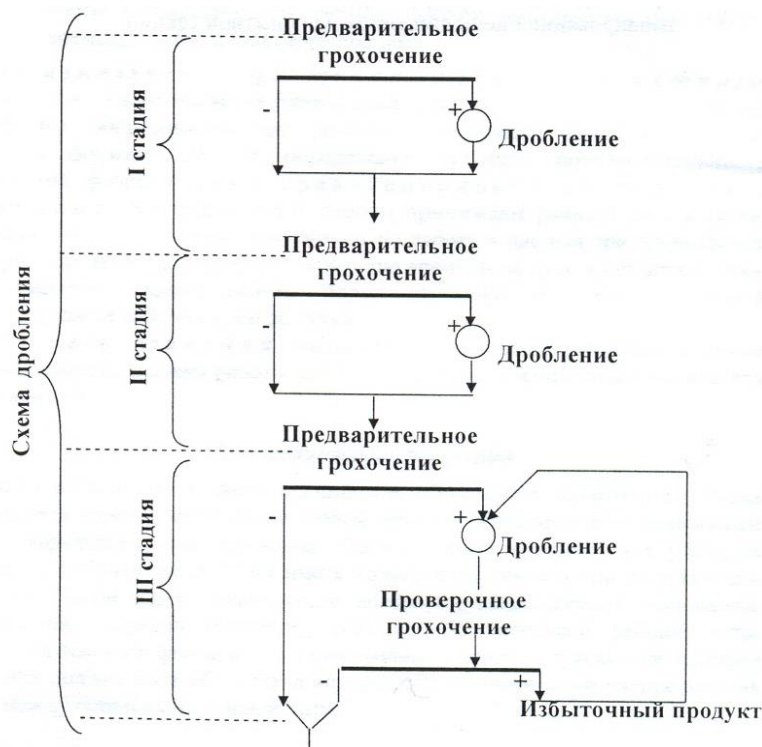


Рис. 2.1. Схема дробления

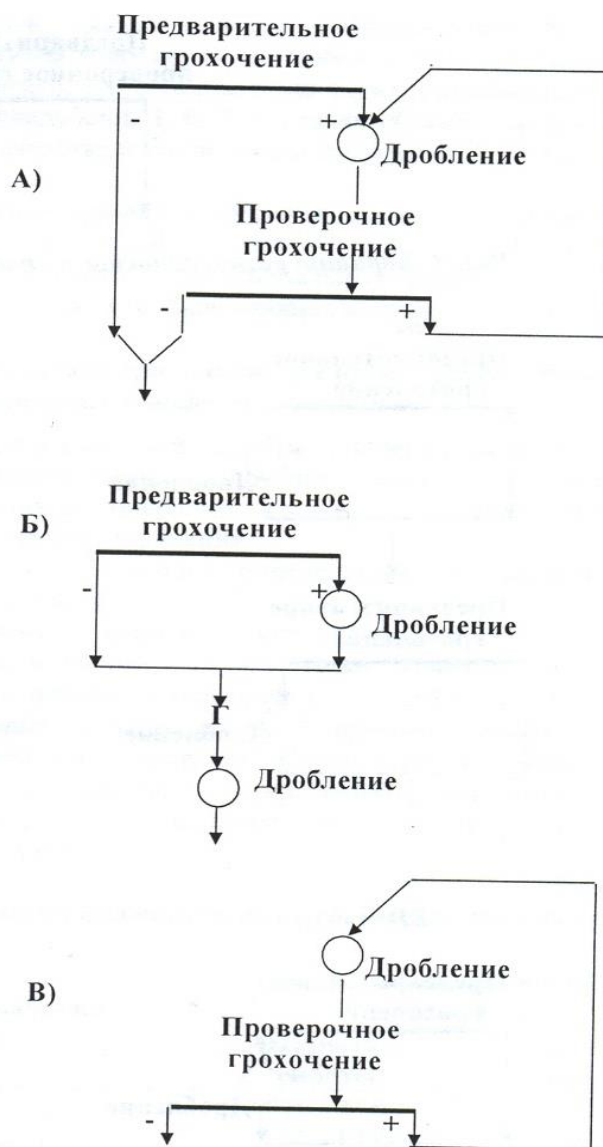


Рис. 2.2. Разновидности стадий дробления.

Схемы дробления включают одну, две, три и более стадий дробления.

Число одностадиальных схем равно числу разновидностей стадии дробления, т. е. равно четырем. Число возможных вариантов двухстадиальных схем дробления значительно больше.

Каждый вариант одностадиальной схемы дробления может быть развит в двухстадиальную схему путем дополнения его любой из четырех разновидностей стадий дробления. Например, одностадиальную схему разновидности *Б* можно дополнить любой из разновидностей *А*, *Б*, *В*, *Г* и таким образом получить четыре возможных варианта двухстадиальной схемы дробления *БА*, *ББ*, *БВ* и *БГ* (рис.3).

Общее число возможных вариантов двухстадиальных схем дробления будет $4^2=16$ (*АА*, *ЛБ*, *АВ*, *АГ*, *БА*, *ББ*, *БВ*, *БГ*, *ВА*, *ВБ*, *ВВ*, *ВГ*, *ГА*, *ГБ*, *ГВ*, *ГГ*).

Число возможных вариантов трехстадиальных схем дробления $4^3=64$. Число же возможных вариантов схем, включающих *n* стадий дробления, $N_n = 4^n$.

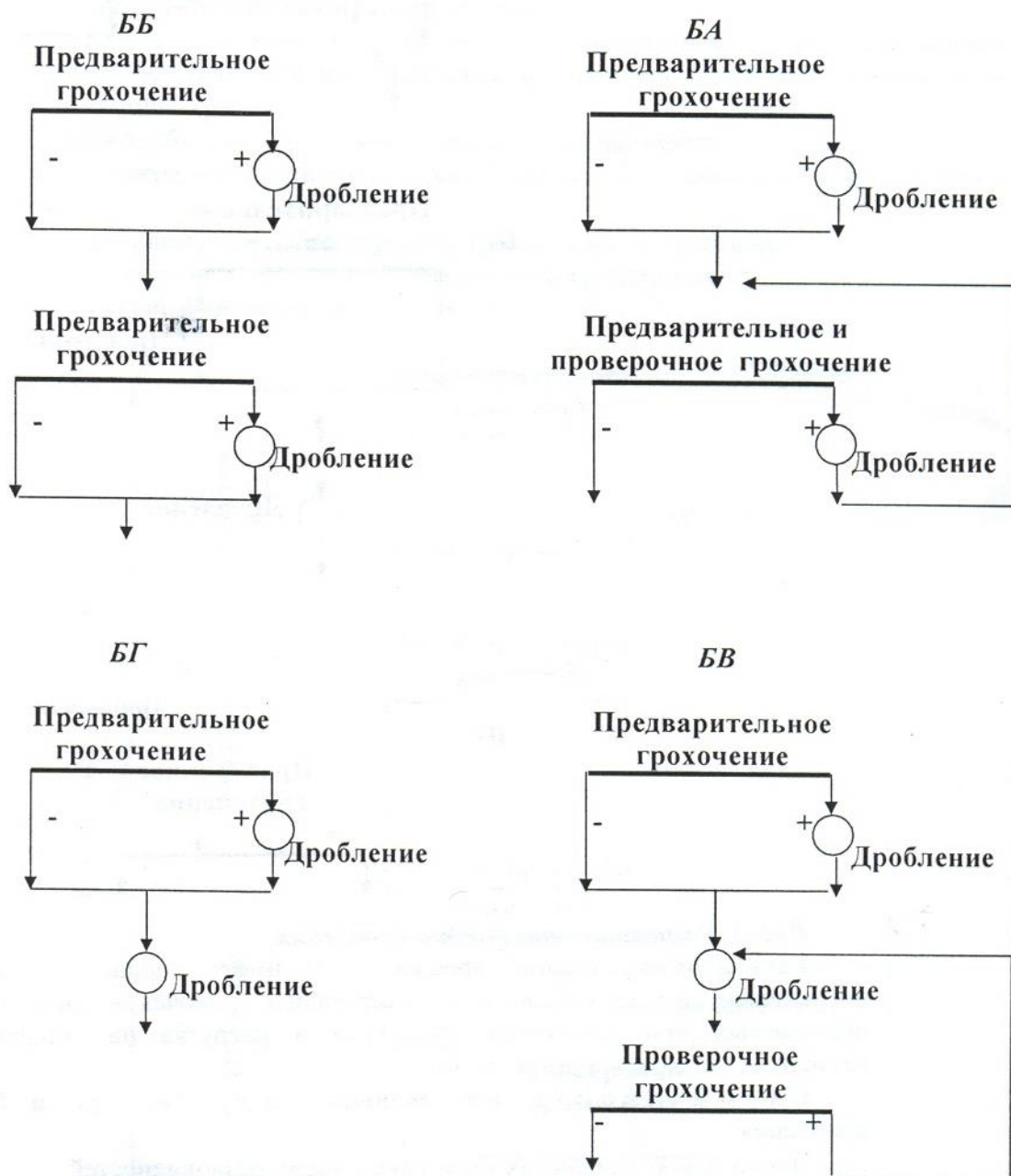


Рис. 2.3. Варианты развития одностадиальной схемы в двухстадиальную.

Выбор схемы дробления при подготовке руды к измельчению в стержневых и шаровых мельницах

Для выбора рациональной схемы дробления из большого числа возможных схем необходимо решить следующие вопросы: о числе стадий дробления; о необходимости операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала.

Максимальная крупность кусков в исходной руде зависит от производительности рудника и системы горных работ. Наиболее крупная руда получается при открытых работах и большой производительности, а наименее крупная — при подземных работах и малой производительности рудника. Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик черной и цветной металлургии установлена определенная зависимость между производительностью фабрики и максимальной крупностью кусков руды, поступающей из рудника (табл. 2.2).

Таблица 2.2.

Максимальная крупность кусков руды для рудообогатительных фабрик

Производительность фабрики по руде, т/сутки	Максимальная крупность кусков руды D, мм	
	Открытые Работы	Подземные работы
Малая до 300.....	350 – 500	250
Средняя 300 – 6000.....	700 – 1000	400
Большая 6000 – 15000.....	900 – 1200	600 – 700
Очень большая > 15000.....	1200 – 1500	---

Наивыгоднейшая крупность дробленого продукта, поступающего в измельчение, находится в пределах от 8 — 0 до 30 — 0 мм.

D и d — размеры кусков соответственно в исходной руде и в дробленном продукте, мм.

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях. Дробилки крупного, среднего и мелкого дробления позволяют получить за один прием следующие степени дробления:

-дробилки крупного дробления — до 5;

-конусные дробилки для среднего приема дробления при работе без поперечного грохочения — до 6;

-те же дробилки при работе в замкнутом цикле с поперечным грохотом — до $8 \div 10$;

-конусные дробилки мелкого дробления при работе без поперечного грохота — до $3 \div 5$;

-те же дробилки при работе в замкнутом цикле — до 8.

Минимальная степень дробления $S_{min} = 8,3$ не может быть достигнута в одну стадию в дробилке первого приема, поэтому число стадий сухого дробления перед измельчением должно быть не менее двух.

Максимальная степень дробления $S_{max} = 160$ может быть получена при трех стадиях дробления, например

$$S_{max} = 160 = 4 \cdot 5 \cdot 8$$

$$S_{max} = 160 \approx 4,5 \cdot 5,5 \cdot 6,5$$

Отсюда следует первое правило выбора схемы дробления: *число стадий дробления при подготовке руд к измельчению должно равняться двум или трем.*

Исключения из этого правила могут быть сделаны для обогатительных фабрик очень малой (до 100 *t/сутки*) или очень большой (свыше 40 – 60 тыс. *t / сутки*) производительности, причем в последнем случае — только при поступлении на фабрику крепких руд, при дроблении которых получаются куски плитняковой формы.

Это правило относится к установке стандартных щековых и конусных дробилок. Опытные инерционные дробилки института Механобр и молотковые дробилки дают высокие степени дробления. При установке таких дробилок достаточно двух стадий дробления, даже при поступлении на фабрику крупнокусковой руды.

На обогатительных фабриках очень малой производительности возможно применение одностадийных схем дробления с установкой щековых дробилок со сложным качанием щеки, дающих более высокую степень дробления, чем обычные щековые дробилки. Для таких фабрик, во избежание усложнения схемы дробления, допускается повышенная крупность кусков в питании мельницы.

На обогатительных фабриках очень большой производительности, перерабатывающих твердые руды плитнякового сложения (типа криворожских магнетитовых кварцитов), применяются четырех стадийные схемы дробления.

Операции предварительного грохочения применяются для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счет отсева мелочи), и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки. Последнее особенно необходимо при дроблении в конусных дробилках среднего и мелкого дробления, склонных к забиванию их рудной мелочью.

Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат и усложняет цех дробления. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности этого класса, когда значительно понижается производительность дробилки.

Предельное содержание отсеваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением, зависит от степени дробления (табл. 2.3)

Таблица 2.3. Предельное содержание отсеваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением

Показатели	Степень дробления					
	2	3	4	5	6	7
Предельное содержание отсеваемого класса, %	28	26	21	17	15	14
Содержание отсеваемого класса при прямоугольной характеристике крупности исходной руды, %	50	33	25	20	16,7	14,2

Во второй и третьей стадиях дробления предварительное грохочение обязательно во всех случаях, тем самым обеспечивается соблюдение основного принципа – «не дробить ничего лишнего».

Дробилки третьей стадии на современных фабриках работают с предварительным и контрольным грохочением. Операции контрольного грохочения имеют целью вернуть в дробилку избыточный продукт (крупные куски, содержащиеся в дробленом продукте, размер которых больше ширины разгрузочного отверстия дробилки).

Крупность дробленого продукта 10-12 мм, оптимальная для измельчения в шаровых мельницах, может быть получена на конусных дробилках мелкого дробления только в замкнутом цикле с грохотами.

Примера расчета:

Исходные данные для расчета:

Производительность фабрики – 10000 т/сут. $D_{max}=1000$ мм;

Крупность максимального куска руды, направляемой в мельницу, $d_{max}=10$ мм.

При выборе рациональной схемы дробления решается вопрос о стадиях дробления и необходимости операций предварительного и поверочного (контрольного) грохочения в отдельных стадиях.

Число стадий дробления определяется начальной (D_{max}) и конечной (d_{max}) крупностью руды.

Общую степень дробления $S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_{max}} = \frac{1000}{10} = 100$ можно достичь только в результате осуществления трехстадиальной схемы дробления. Если $S_1 = S_2 = S_3$, то

$$S_{cp} = \sqrt[3]{S} = \sqrt[3]{100} = 4,65$$

При наличии контрольного грохочения в последней стадии степень дробления в I и II стадиях должна быть меньше, чем S_{cp} .

Принимаем следующие степени дробления:

$$S_1=4; S_2=4,2; S_3=6.$$

Определяется условная максимальная крупность продуктов после каждой стадии дробления:

после I стадии

$$d_1 = \frac{D_{max}}{S_1} = \frac{1000}{4} = 250 \text{ мм};$$

после II стадии

$$d_2 = \frac{D_{max}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{1000}{4 \cdot 4,2} = 60 \text{ мм};$$

после III стадии

$$d_3 = \frac{D_{max}}{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3} = \frac{1000}{S_{общ}} = \frac{1000}{100} = 10 \text{ мм};$$

Определяется ширина разгрузочного отверстия дробилок для каждой стадии по формуле: $i=D/Z$, где i – ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм; D – максимальный размер куска, поступающего на дробление, мм; Z – отношение размера максимального куска дробленой руды к ширине разгрузочного отверстия дробилки (условная максимальная крупность). Для крупного дробления руды средней твердости принимаем $Z_1=1,5$; для среднего дробления - $Z_2=2$ и для мелкого дробления - $Z_3=2,5$.

Тогда,

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{250}{1,5} = 166,6 \text{ мм (принимаем 70 мм)};$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ мм (принимаем 30 мм)};$$

$$i_3 = \frac{d_3}{Z_3} = \frac{10}{2,5} = 4 \text{ мм (принимаем 4 мм)};$$

В первой стадии дробления при больших размерах разгрузочного отверстия (>100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение, что способствует повышению пропускной способности всего узла грохота-дробилки. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность по исходной руде с запасом 15-20% без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки дробилки с предварительным грохочением, т.к. установка

второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

При выборе дробилок крупного дробления следует иметь в виду, что установка двух дробилок ККД-1200/150 вместо одной ККД-1500/180 более рациональна, т.к. связана с меньшими капитальными затратами (сокращается объем дорогостоящих земляных работ).

Итак, предварительное грохочение перед стадией применяется редко и в случае применения требует специального обоснования.

Принимается следующая схема дробления представленная на рис.2.4.

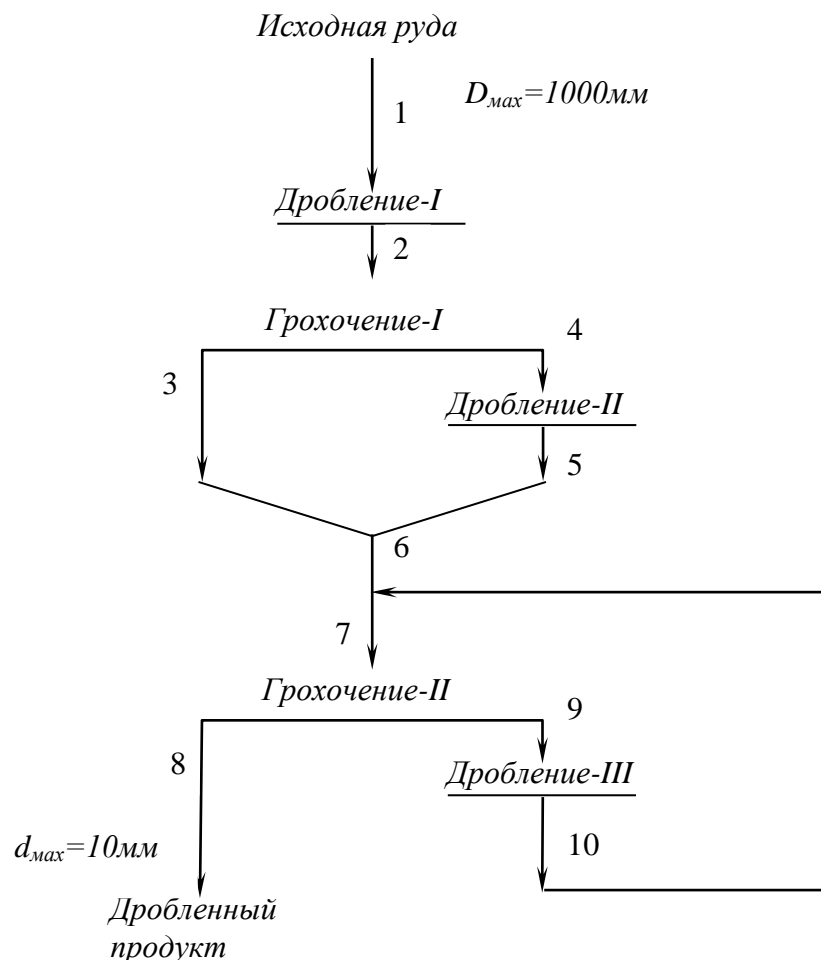


Рис. 2.4. Схема дробления

Для расчета схем дробления и выбора дробилок и грохотов необходимо пользоваться характеристиками крупности исходной руды и продуктов дробления, представленными на рис. 2.5

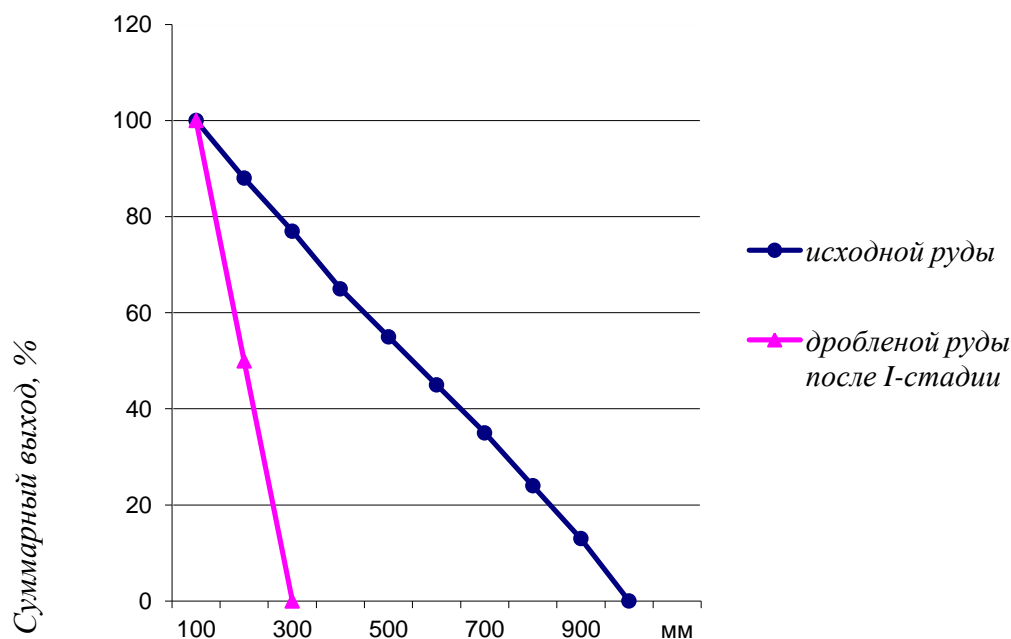


Рис.2.5. Ситовые характеристики.

Расчет выходов продуктов дробления и грохочения

Определяется производительность оборудования отделения дробления по формуле:

$$Q_{op} = \frac{K \cdot Q_{\phi} \cdot m_{\phi}}{n \cdot m_{op}}, \quad m/ч,$$

где K – коэффициент неравномерности, равный 1,1;

$Q_{др}$ – производительность отделения дробления, т/час;

Q_{ϕ} – производительность фабрики, т/сут.;

n – число часов работы дробильного отделения в сутки (при небольшой производительности дробилки $n = 14$ ч. при большой ($>10\,000$ т/сут.) – 21 ч);

m_{ϕ} , $m_{др}$ – число дней работы в неделю фабрики и отделения дробления соответственно.

Тогда
$$Q_{op} = \frac{(1,1 \cdot 10000 \cdot 7)}{21 \cdot 6} = 61 \text{ т/ч}.$$

Следовательно, количество руды, поступающей на I стадию дробления:

$$Q_1 = Q_{op} = 61 \text{ т/ч}.$$

Количества руды, поступающей на грохочение I:

$$Q_2 = Q_1 = 61 \text{ т/ч}.$$

Количество руды, поступающей на II стадию дробления после грохочения I, определяется по ситовой характеристике, изображенной на рис.5.:

$$Q_3 = Q_1 \cdot \beta_1 \cdot E_1,$$

Где Q_3 – количество подрешетного продукта, т/ч;

β_1 – содержание класса -60мм в долях единицы;

E_1 – эффективность грохочения в долях единицы.

По графику условного ситового анализа находим:

$$\beta_1^{-60.мм} = 24\% \text{ или } 0,24.$$

Принимаем $E_1 = 80\%$, или 0,8.

Тогда,

$$Q_3 = 611 \cdot 0,24 \cdot 0,8 = 117,3 \text{ т / ч .}$$

Выход класса +60 мм составит:

$$\gamma_3 = 100 - 0,24 \cdot 0,8 = 80,8\%$$

Количество надрешетного продукта, идущего в дробилку второй стадии:

$$Q_4 = Q_5 = 611 \cdot 0,808 = 493,7 \text{ т / ч}$$

Перед третьей стадией дробления устанавливаем вибрационный грохот с $E_2 = 85\%$. Циркуляционная нагрузка (С) обычно составляет 100-200%. $C = 120\%$

Количество руды, поступающей на грохочение II:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = Q_1 + Q_{10};$$

$$Q_{10} = Q_1 + Q_1 \cdot 1,2; \quad Q_8 = Q_1.$$

Количество руды, поступающей на третью стадию дробления с учетом циркуляционной нагрузки:

$$Q_9 = Q_{10} = Q_1 \cdot 1,2 = 611 \cdot 1,2 = 733,2 \text{ т / ч.}$$

Количество руды, поступающей на грохочение II с учетом циркуляционной нагрузки, составит:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 611 + 733,2 = 1344,2 \text{ т / ч.}$$

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3

ТЕМА: ВЫБОР СУСПЕНЗИИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых средах основано на различии в плотности минеральных зерен. Теоретически размер минеральных частиц и их форма не имеют значения. Если смесь частиц двух минералов, отличающихся по плотности, поместить в текучую среду, имеющую промежуточную плотность, то частицы минерала с меньшей плотностью всплывут на поверхность, а частицы с большей плотностью потонут. Всплывшая часть исходного продукта будет представлять легкий продукт, а потонувшая часть – тяжелый продукт (тяжелая фракция). Теоретически обогащение в тяжелых средах является идеальным процессом разделения минеральных частиц по плотности.

Однако в природе не существует тяжелых жидкостей, которые могли бы быть использованы для разделения минералов. В практике обогащения в качестве тяжелых жидкостей используют главным образом суспензии – смесь тонкоизмельченных искусственных или естественных минералов с водой.

Скорости перемещения минеральных частиц в суспензии могут быть рассчитаны по универсальной формуле.

Тяжелые жидкости и суспензии обладают значительной динамической вязкостью, во много раз превосходящей динамическую вязкость воды, что снижает скорость перемещения минеральных частиц в тяжелых жидкостях. Следствием этого является ограничение крупности обогащаемого материала в тяжелосредних аппаратах, работающих в статических условиях, т. е. при использовании гравитационного поля для разделения минералов. Так нижний предел крупности руды при обогащении в тяжелых средах составляет 3 мм, а углей 5-6 мм. Верхний предел крупности ограничивается лишь наличием чистых кусков минералов полезных или породных, которые могут быть выделены в конечный продукт.

Процесс обогащения в суспензиях широко применяется при обогащении ископаемых углей и прежде всего коксующихся, при обогащении марганцевых, хромитовых, железных окисленных, фосфоритовых, полиметаллических и других руд.

Часто обогащение в тяжелых средах применяют для предварительного обогащения бедных руд после среднего или мелкого дробления их. Это позволяет вывести из процесса более 30 % отвальных хвостов, повысить содержание ценных минералов в оставшейся руде и значительно сократить расходы на дальнейшее обогащение любыми методами.

Приготовление и регенерация суспензий

В качестве утяжелителей для приготовления суспензий используют естественные и искусственные тяжелые минералы. В табл. 2.4 приведена характеристика некоторых утяжелителей, применяемых для приготовления суспензий.

Таблица 2.4.

Характеристика утяжелителей

Утяжелитель	Плотность, кг/м ³	Максимальная плотность суспензии, кг/м ³	Твердость по шкале Мооса
Барит (BaSO ₄)	4400	2200	3-3,5
Пирит (FeS ₂)	5000	2500	6-6,5
Пирротин (Fe _n S _{n+1})	4600	2300	3,5-4,5
Магнетит (Fe ₃ O ₄)	5000	2500	5,5-6,5
Арсенопирит (FeAsS)	6000	2800	5,5-6,0
Галенит (PbS)	7500	3300	2,5
Ферросилиций измельченный (15 % Si; 85 % Fe)	6900	3100	7,0
Ферросилиций гранулированный (15 % Si; 85 % Fe)	6900	3500-3800 при 90 % сфер	7,5

В качестве утяжелителей могут применяться искусственные минералы: колошниковая пыль, железная окалина и др. Наиболее часто применяют для приготовления суспензий магнетит и ферросилиций – сплав кремния с железом, которые обладают относительно высокой плотностью и твердостью.

По данным практики объемное содержание утяжелителя в суспензии не должно превышать 40–43 %, так как дальнейшее повышение концентрации утяжелителя приводит к резкому повышению вязкости суспензии и ее структуризации, к увеличению значения предельного напряжения сдвига. На вязкость суспензии существенное влияние оказывает крупность частиц утяжелителя и форма частиц. Наименьшей вязкостью обладают суспензии, состоящие из утяжелителей сферической формы. С уменьшением крупности утяжелителя увеличивается вязкость суспензии и устойчивость ее. Увеличение крупности утяжелителя снижает вязкость суспензии, но ухудшает ее устойчивость. Применяя грубодисперсный утяжелитель (до 0,2-0,3 мм) можно увеличить плотность суспензии, доводя объемное содержание утяжелителя до 45 %, но при этом добавляя реагенты – пептизаторы для улучшения устойчивости суспензии.

В качестве реагентов – пептизаторов используют жидкое стекло, сульфитный щелок, алюминаты, соли жирных кислот и др. Расход реагентов –

пептизаторов колеблется в пределах 0,001-0,5 % от массы утяжелителя. Устойчивость суспензии придается также перемешиванием ее, созданием восходящих или горизонтальных потоков суспензии, но перемешивание суспензии и создание потоков ухудшает условия разделения минеральных частиц, поэтому скорость перемещения суспензии в зоне разделения обычно не превышает 0,2 м/с.

В табл. 2.5 приведен гранулометрический состав гранулированного ферросилиция, используемого для приготовления суспензий.

Плотность суспензии определяется по формуле, кг/м³

$$\Delta_c = \Omega \delta_{yt} + \theta \cdot 1000 = \Omega (\delta_{yt} - 1000) + 1000, \quad (9.1)$$

где Ω и θ – объемная концентрация утяжелителя и воды, соответственно; δ_{yt} – плотность утяжелителя, кг/м³.

Вязкость суспензии определяется вискозиметрами.

Таблица 2.5.

Гранулометрический состав ферросилиция

Классы, мм	Выход классов, %					
	+0,1	0,1-0,074	0,074-0,04	0,04-0,02	0,02-0,01	0,01-0,00
Изготовитель						
Запорожский завод ферросплавов	0,2	4,1	34,0	48,6	12,0	1,1
Германия: мелкий	8,2	8,3	31,5	24,7	10,8	16,5
крупный	24,1	12,9	29,5	18,5	8,3	6,7

Приготовление суспензии сводится к дроблению, измельчению и гидравлической классификации утяжелителя с тем, чтобы получить заданный класс крупности утяжелителя. В отечественной практике обогащения полезных ископаемых часто используют магнетитовые концентраты магнетитообогатительных фабрик. В этом случае, как правило, мелкие концентраты не требуют дополнительного измельчения и классификации, а используются непосредственно для приготовления суспензии. Гранулированный ферросилиций также не требует дополнительной переработки.

Флотационные концентраты барита, пирита, галенита и других минералов могут использоваться непосредственно для приготовления суспензий.

Для предварительного обогащения руды в суспензиях с целью вывода из процесса значительной части пустой породы перед измельчением руды часто

используют флотационные концентраты, получаемые из этой же руды, что значительно сокращает расходы на приготовление суспензии.

Непосредственное приготовление суспензии сводится к смешиванию утяжелителя с водой в заранее рассчитанной пропорции.

В процессе работы фабрики суспензия используется многократно. При этом происходит засорение суспензии рудными шламами, окисление и истирание самого утяжелителя. Вследствие этого суспензия изменяет свои свойства – плотность и вязкость. Для поддержания постоянными реологических параметров суспензии ее подвергают *регенерации* – очистке утяжелителя от шламов.

На практике регенерация суспензии осуществляется следующим образом. При разгрузке всплывшей и потонувшей фракций из аппаратов тяжелосреднего обогащения часть суспензии уходит с продуктами обогащения, продукты обогащения вместе с суспензией разгружаются на ситовую поверхность (грохот), в начале которой происходит сброс кондиционной суспензии, которая возвращается в обогатительный аппарат. Затем осуществляют отмывку утяжелителя от продуктов обогащения орошением их водой на грохоте. Подрешетный продукт грохота представляет собой разбавленную, некондиционную суспензию, которая поступает в схему регенерации суспензии. Часть циркулирующей кондиционной суспензии (10-20 %) также постоянно или периодически выводится из циркуляции и направляется в схему регенерации .

Регенерация суспензии включает в себя следующие операции. Сначала – обогащение одним из методов: магнитной сепарацией, флотацией, концентрацией на сотрясательных концентрационных столах, гидравлической классификацией и др. В случае использования для регенерации утяжелителя магнитной сепарации, получаемый магнитный концентрат (утяжелитель) подвергается размагничиванию. Далее полученный концентрат подвергается сгущению или разбавлению водой до требуемой концентрации утяжелителя в суспензии, и суспензия возвращается в основной процесс.

Таким образом, схема приготовления и регенерации суспензии гораздо сложнее схемы обогащения в тяжелых средах и требует высокой степени контроля и автоматизации всего процесса.

Для регенерации магнетитовой и ферросилициевой суспензии применяют электромагнитные барабанные сепараторы ЭБМ-80/70, ЭБМ-80/250, ленточные ЭЛС-12, магнитные барабанные сепараторы ПБМ-2. Производительность электромагнитных сепараторов по суспензии составляет 200-300 м³/ч.

Технологические схемы обогащения в тяжелых средах

Технологические схемы обогащения в тяжелых средах включают в себя следующие операции (рис. 2.6).

1. Подготовка исходного продукта к обогащению в тяжелых средах, включающая дробление (измельчение) полезного ископаемого с целью раскрытия полезных или породных минералов, мокрое грохочение для удаления мелких классов и обязательной отмывки рудных (угольных) шламов. На рис. 2.6. операции дробления (измельчения) не показаны.

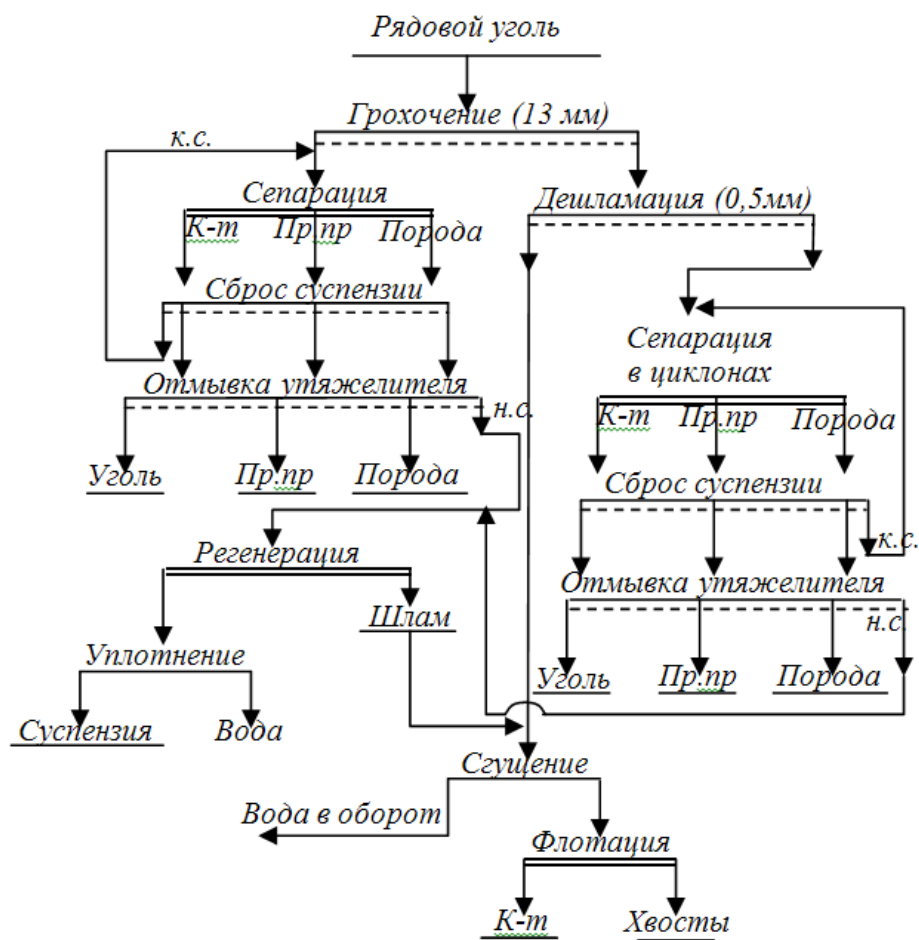


Рис. 2.6. Технологическая схема обогащения в тяжелых

2. Собственно обогатительных операций с получением двух или трех продуктов обогащения. Для получения двух продуктов обогащения: концентрата и хвостов – достаточно одной операции обогащения. При обогащении углей для получения трех продуктов обогащения применяют или трехпродуктовые сепараторы, или два последовательно установленных сепаратора. Если выход легкой фракции превышает выход тяжелой, то в первом сепараторе осуществляют разделение по меньшей плотности, т. е. выделяют сначала угольный концентрат. И наоборот, в случае, когда выход

тяжелой фракции значительный, то ее выделяют в первую очередь с тем, чтобы во вторую операцию поступало меньшее количество материала. При обогащении в тяжелых средах достаточно только основных операций для получения хотя бы одного готового продукта. Операции перечистки концентратов и контрольного обогащения хвостов не требуется.

3. Заключительные, обезвоживающие операции заключаются в отделении от продуктов обогащения кондиционной тяжелой жидкости (суспензии) и отмывки от продуктов обогащения утяжелителя или тяжелой жидкости, а также, при необходимости, фильтрования и сушки продуктов обогащения.

4. Операции приготовления и регенерации тяжелой среды. Схема приготовления и регенерации суспензии является более сложной, чем схема собственно обогащения в тяжелых средах (рис. 2.7). На рис. 2.6. приведена принципиальная схема обогащения коксующихся углей, включающая в себя обогащение в суспензиях и флотацию шламов (класс $-0,5(1,0)-0$ мм).

Основными факторами, влияющими на процесс обогащения в тяжелых средах являются: параметры суспензии – плотность, вязкость и устойчивость ее; производительность по исходному; длина ванны сепаратора и скорость перемещения суспензии и всплывшей фракции в ванне сепаратора.

Устойчивость суспензии и ее вязкость зависят от концентрации утяжелителя и его гранулометрического состава. Эти параметры выбираются заранее и поддерживаются постоянными, как и плотность суспензии.

Плотность суспензии, поступающей в сепаратор, контролируется и регулируется в автоматическом режиме.

Длина ванны сепаратора зависит от крупности обогащаемого продукта и вязкости суспензии. Она должна быть таковой, чтобы при перемещении суспензии в ванне от загрузки исходного до сливного порога, через который осуществляется разгрузка легкой фракции, тяжелая фракция успевала полностью отделиться от легкой фракции и погрузиться ниже сливного порога.

Производительность сепаратора по исходному продукту не должна быть слишком большой с тем, чтобы обеспечить полное расслоение исходного продукта при его движении от места загрузки до места разгрузки легкой фракции.

При обогащении мелких классов полезного ископаемого в суспензионных циклонах важно поддерживать постоянным давление суспензии на входе в гидроциклон.

Для поддержания постоянного давления смеси суспензии и исходного продукта в питающей трубке гидроциклона эту смесь подают под постоянным гидростатическим давлением.

Питание циклона осуществляется через вертикальную трубу длиной не менее 6-7 м. На верхнем конце трубы устанавливается камера – смеситель, в которой суспензия смешивается с обогащаемым материалом. Камера – смеситель заполняется суспензией, часть которой переливается из камеры и возвращается в бак готовой суспензии. Таким образом, в камере – смесителе поддерживается постоянный уровень суспензии и, тем самым, обеспечивается постоянство гидростатического давления на входе в обогатительный циклон.

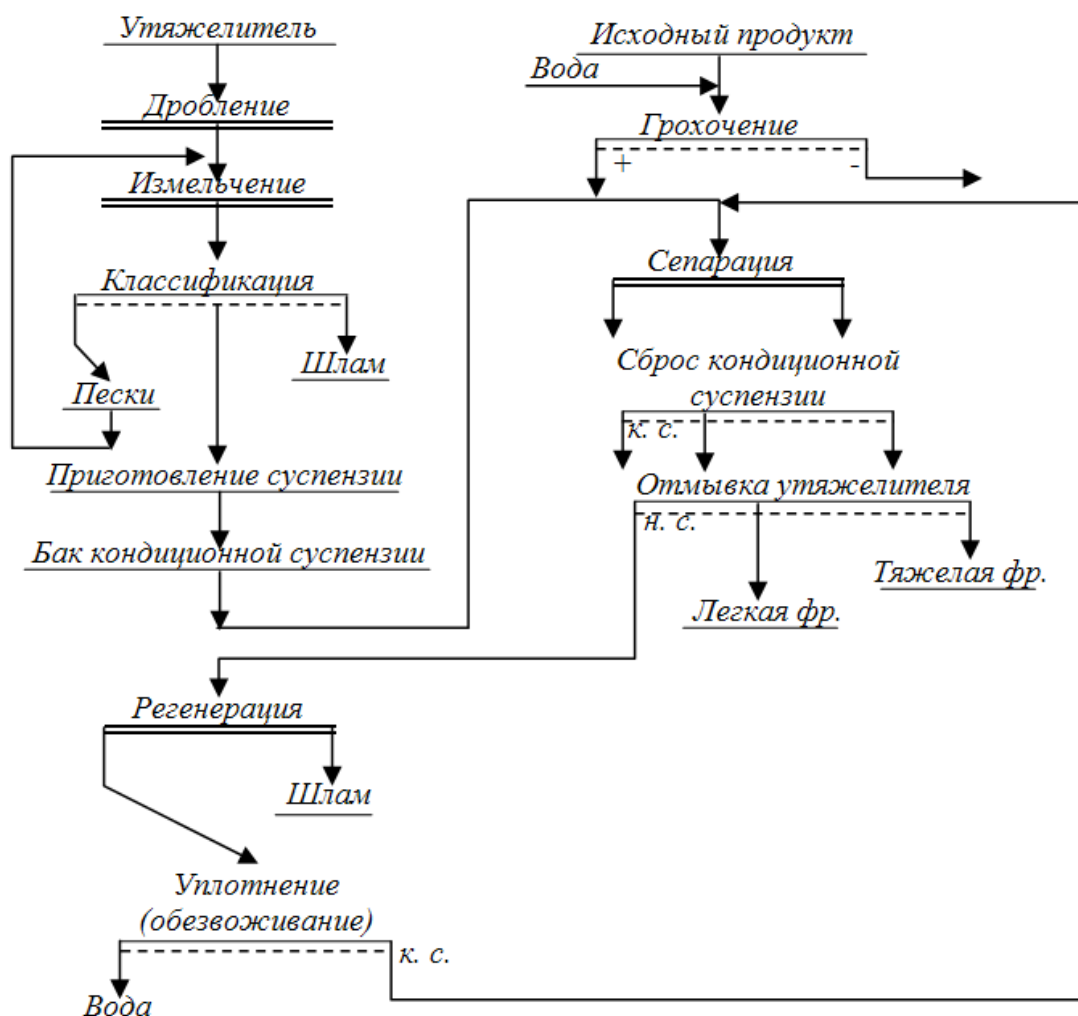


Рис. 2.7. Схема приготовления и регенерации суспензии

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4
ТЕМА: РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ
ТЕХНОЛОГИИ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В россыпных рудах зерна полезных минералов находятся в свободном состоянии, поэтому в схемах обогащения этих руд операции дробления и измельчения, как правило, отсутствуют. Подготовка к обогащению состоит в дезинтеграции песков и последующем их грохочении на сите грохота с отверстиями 6 - 25 мм с выделением в нижнем классе эфелёй и в верхнем — гали. Операция грохочения является одновременно операцией обогащения по крупности, так как основная часть ценных компонентов концентрируется в мелком классе (в эфелях), в крупном же классе (в гале) извлекается незначительная их часть, представленная крупными самородками (при их наличии). После улавливания самородков специальными уловителями крупный класс направляется в хвосты, а мелкий — в дальнейшее обогащение.

Мокрая дезинтеграция производится в барабанных грохотах (бочках), барабанных дезинтеграторах (скрубберах), на плоских грохотах или площадках под действием сильной струи воды, выбрасываемой монитором, в желобах (шлюзе) под действием быстрого потока воды. Для труднопромывистых песков иногда применяют корытные мойки, устанавливаемые перед скруббером-грохотом. Операции дезинтеграции и грохочения часто осуществляются в одном аппарате — барабанном грохоте или скруббере-грохоте. Операция дезинтеграции должна предшествовать операции грохочения. При непосредственной загрузке песков для промывки на шлюз операции дезинтеграции и обогащения также осуществляются в одном аппарате, но и в этом случае дезинтеграция предшествует концентрации.

Схема обогащения песков состоит из двух циклов — основного и цикла доводки. В первом цикле удаляется в хвосты основная масса пустой породы и получается грубый концентрат при максимальном извлечении в него ценных компонентов. Вследствие низкого абсолютного содержания полезного компонента в россыпных рудах и высокой его стоимости выход концентрата из основного цикла обычно бывает мал, ценность же его значительна. Эти два обстоятельства позволяют применять в цикле доводки сложные схемы обогащения для полного извлечения всех ценных компонентов в товарные продукты.

Обогащение россыпных руд в основном цикле производится гравитационными процессами — на шлюзах, отсадкой, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. При обогащении алмазонасных песков и пород

применяется сепарация в тяжелых суспензиях. Для перерешеток мелких концентратов часто используются концентрационные столы.

Выбор процесса обогащения зависит в основном от крупности, плотности и формы зерен извлекаемых минералов.

Если пески содержат только золото крупностью $> 0,2$ мм, то обогащение может производиться на шлюзах (рис. 7.) при высокой их производительности.

Схема обогащения (рис. 7., а) на шлюзах небольших размеров может дать высокое извлечение при обработке легкопромывистых россыпей с крупным золотом, не содержащих значительного количества валунистого материала. При гидравлическом методе разработки этих россыпей применяется такая же схема, но в этом случае большое сечение шлюза, значительная его длина, сильное разбавление песков водой и высокие скорости потока обеспечивают хорошую дезинтеграцию и достаточно полное извлечение золота, позволяя в то же время транспортировать по шлюзу валуны размером до 300 мм.

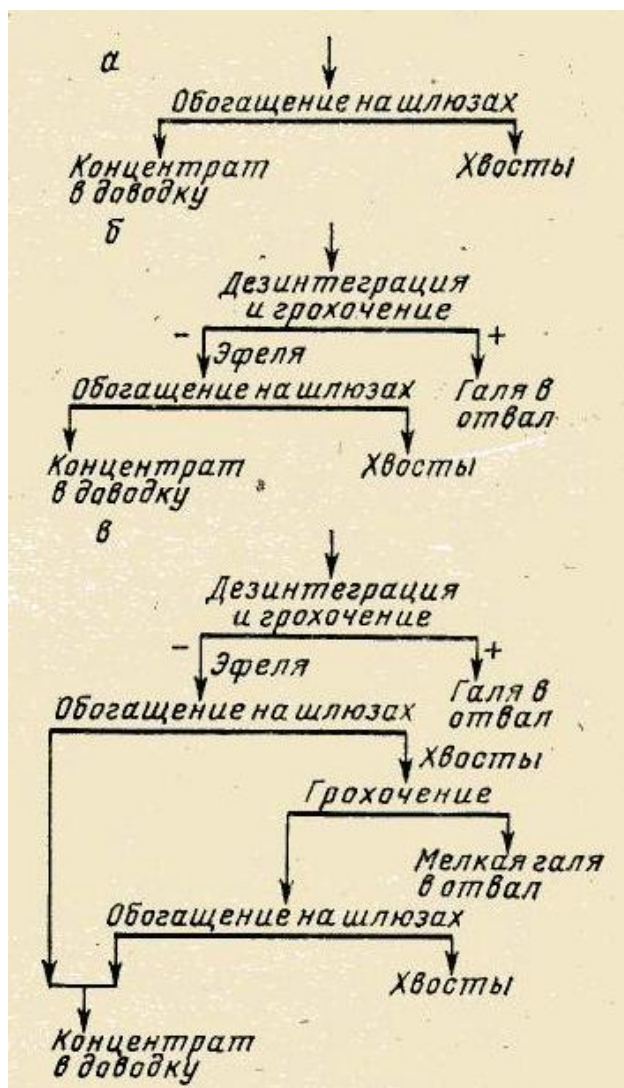


Рис. 2.7. Схема обогащения россыпных руд

При других методах разработки россыпей с небольшим содержанием мелкого золота, применяются схемы, показанные на рис. 2.8., б и е. В схеме на рис. 2.8., в хвосты первого шлюза подвергаются грохочению на сите грохота с более мелкими отверстиями, чем на сите первого грохота. Меньшая крупность материала, поступающего на второй шлюз, дает возможность понизить скорость потока и тем самым создать благоприятные условия для улавливания мелкого золота. Повторное обогащение на шлюзах мелкой фракции хвостов основного шлюза часто применяется и при гидравлической разработке россыпей.

При содержании в песках крупного и мелкого золота ($<0,20$ мм) для обработки эфелей следует применять комбинированную схему, включающую обогащение на шлюзах и отсадку или обогащение на шлюзах и контрольное обогащение хвостов шлюза на винтовых сепараторах.

Отсадочные машины устанавливаются перед шлюзами или на хвостах шлюзов. При установке отсадочных машин перед шлюзами устраняется необходимость частого сполоска шлюзов, но при наличии в песках самородков требуется периодическая остановка отсадочных машин для удаления самородков.

Винтовые сепараторы устанавливаются для улавливания мелкого золота. При наличии также и крупного золота винтовые сепараторы следует устанавливать после коротких шлюзов. Назначение их состоит в улавливании золота, которое на винтовых сепараторах извлекается хуже, чем на шлюзах. При установке на драгах вместо отсадочных машин винтовых сепараторов увеличивается извлечение золота на 5—10 %, уменьшаются простои драги, сокращается на 35—40 % расход воды и уменьшается на 15—60 % себестоимость обработки песков. В то же время производительность обогатительных устройств драги повышается на 150—165 %.

Схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения мелкого класса грохота в отсадочных машинах, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. Для перечистки концентрата часто применяются концентрационные столы. Обогащение на шлюзах не позволяет получить высокое извлечение редкометалльных минералов, поэтому на крупных обогатительных фабриках применявшиеся ранее шлюзы заменены отсадочными машинами или винтовыми сепараторами.

Отсадкой эффективно извлекаются округлые зерна касситерита крупностью до 0,045 мм и колумбита крупностью до 0,060 мм. При обогащении отсадкой крупные зерна извлекаются лучше, чем мелкие, а при обогащении на винтовых сепараторах лучше извлекаются зерна средней крупности (от 4 до 0,1

мм). Зерна мельче 0,050—0,074 мм на винтовых сепараторах извлекаются плохо, а зерна крупнее 4 мм извлекаются хуже, чем зерна крупностью 4—0,25 мм. Округлая форма зерен способствует их извлечению отсадкой и затрудняет извлечение на винтовых сепараторах. Наоборот, пластинчатая форма зерен облегчает извлечение на винтовых сепараторах и ухудшает извлечение отсадкой. Наличие тонких шламов в количестве, превышающем 15 %, повышает вязкость пульпы и затрудняет обогащение на винтовых сепараторах. В этом случае требуется обесшламливание песков.

Концентрационные столы и автоматические шлюзы (особенно с орбитальным движением типа «Мозли») при низких нагрузках способны извлекать более тонкие зерна, чем винтовые сепараторы.

При содержании в песках полезных минералов высокой плотности (более 6—6,5 г/см³) в виде крупных зерен округлой формы лучше применять обогащение отсадкой. При средней крупности зерен (4—0,1 мм) следует применять винтовые сепараторы, а при мелких зернах — струйные и конусные сепараторы. Если часть зерен ценных минералов крупнее 4 мм, то после предварительной классификации крупный класс следует обогащать отсадкой, а мелкий — на винтовых или конусных (струйных) сепараторах.

Типичные схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, приведены на рис. 2.9.

Доводка концентратов основного цикла обогащения производится по схемам, включающим магнитную и электрическую сепарацию, концентрацию на столах, флотогравитацию, флотацию, сушку. Схема доводки определяется минеральным составом и крупностью концентрата. Перед магнитной и электрической сепарациями черновой концентрат, как правило, классифицируется по крупности.

Схемы основного цикла при обогащении алмазоносных песков включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения отсадкой или в тяжелых суспензиях. В обогащение поступают только средние классы крупности, крупные и мелкие классы направляются в отвал. Выбор максимальных и минимальных размеров зерен, поступающих в обогащение, зависит от крупности алмазов, содержащихся в россыпи. Обычно максимальная крупность обогащаемых зерен лежит в пределах 25—8 мм, а минимальная 2,5—0,5 мм.

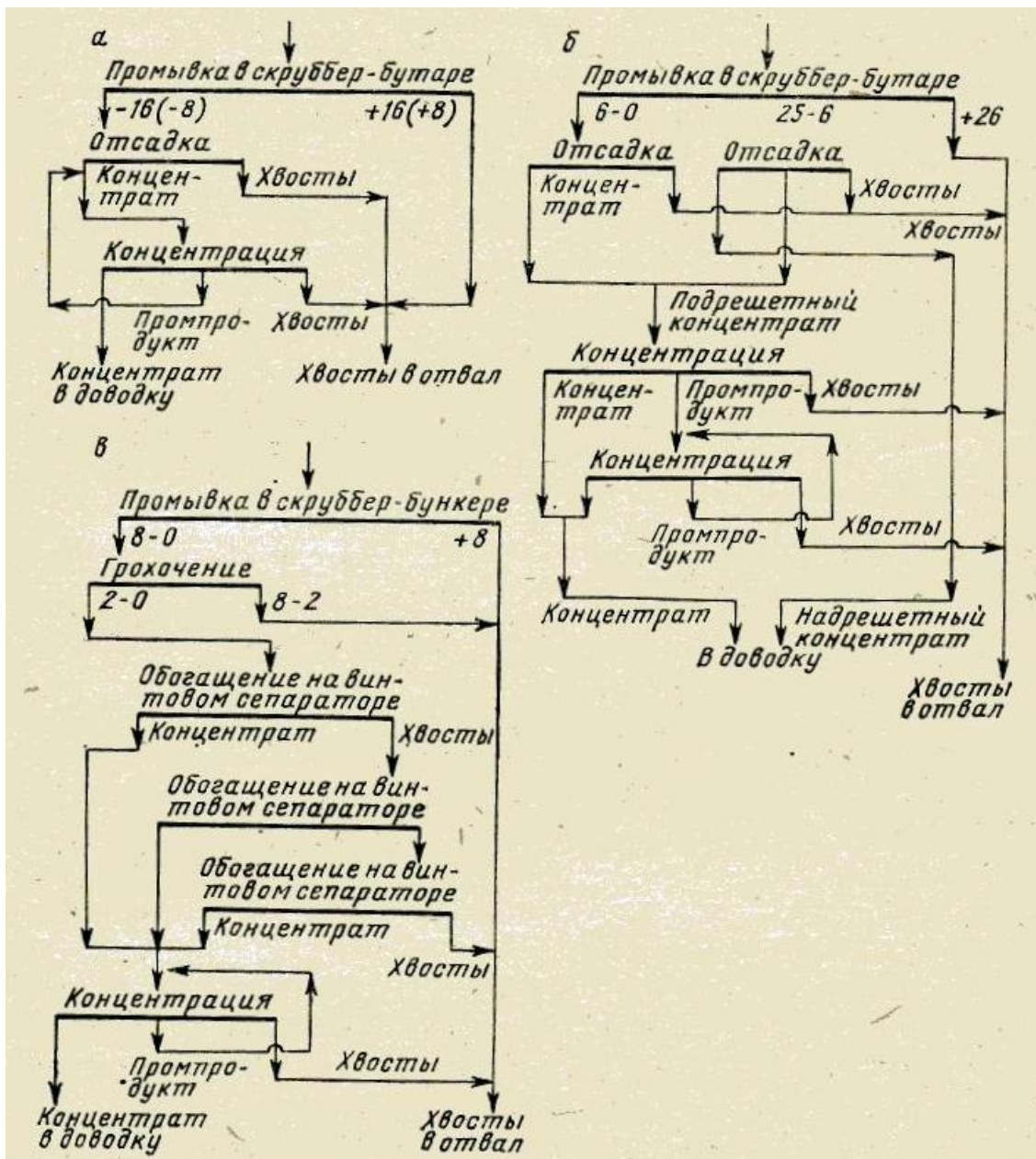


Рис. 2.9. Типичные схемы обогащения россыпных руд, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы:

а и б – схемы для крупнозернистых песков, в - схемы для тонкозернистых песков.

При обогащении средних классов отсадкой применяется предварительная классификация по узкой шкале с модулем 2 или 3.

Обогащение в сепараторах с поступательным движением суспензии применяется для материала крупнее 1,8—3 мм. В суспензионных циклонах может обогащаться материал крупностью до 0,8—0,5 мм. Узкой классификации при обогащении в суспензиях не требуется, например, на одной центральной обогатительной фабрике на обогащение в суспензиях поступает класс 25 (16) -

2,8 мм. Перед обогащением в суспензиях выделяется магнетит, так как он затрудняет регенерацию ферросилиция, применяемого в качестве утяжелителя.

Вследствие высокой ценности алмазов и сравнительно небольшой разности в плотности алмазов ($3,5 \text{ г/см}^3$) и пустой породы ($2,7\text{—}2,9 \text{ г/см}^3$) наиболее перспективным для основного цикла обогащения алмазоносных россыпей и пород является процесс разделения в суспензиях. При этом типовая схема основного цикла включает следующие операции: дезинтеграцию песков; классификацию на четыре класса крупности с направлением первого (самого крупного) и четвертого (самого мелкого) классов в отвал, как не содержащих алмазов; обогащение второго класса крупности в сепараторах с поступательным движением суспензии; обогащение третьего (более мелкого) класса в суспензионных циклонах; выделение суспензии из продуктов обогащения и ее регенерацию по обычной схеме.

Концентраты основного цикла обогащения поступают в доводку. В зависимости от минерального состава и крупности черного концентрата при доводке применяются разные схемы обогащения, включающие процессы грохочения, магнитной и электрической сепарации, обогащения на жировых столах, обогащения на люминесцентных автоматических сепараторах.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №5

ТЕМА: РАСЧЕТ ВОДНО-ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Расчет схемы обогащения каменных углей отличается от расчета схемы обогащения руд. Во-первых, при расчете схемы обогащения углей на основе результатов фракционного анализа возникает необходимость перехода от «теоретических» показателей к практическим. Во-вторых, необходимо учитывать ошламование углей в операциях транспортирования и обогащения.

Исходными данными при расчете схемы обогащения углей являются: гранулометрические характеристики угля и зольность отдельных его классов крупности; результаты фракционного анализа; результаты опытов по флотации шламов; практические данные по ошламованию углей в операциях транспортирования, грохочения, обогащения, потери твердого в фугатах, фильтрах, в сливах сгустителей и в газах сушильных печей.

Расчет схемы обогащения углей производится при следующих допущениях: шламы крупностью меньше 0,5 мм в процессах гравитационного обогащения полностью переходят в концентрат и удаляются из него в операциях обезвоживания на грохотах; характеристика крупности зернистой части продуктов обогащения не отличается от характеристики крупности зернистой части поступающего в обогащение угля; все классы крупнее 0,5 мм шламуются в одинаковой степени.

При расчете схемы обогащения в суспензиях исходят из следующих положений:

1. Задаются количеством циркулирующей через сепаратор суспензии и расходом утяжелителя. В зависимости от типа сепаратора циркулирующая суспензионная нагрузка обычно колеблется в пределах от 1,5 до 5 м³ на 1 тонну обогащаемого материала. Расход утяжелителя при обогащении находится в пределах от 0,2 до 0,5 кг/т;

2. Задаются количеством суспензии, удаляемой из сепаратора с тяжелым продуктом. Оно зависит от способа разгрузки тяжелого продукта и составляет примерно 0,5 м³ на 1 тонну продукта.

3. Задаются плотностью суспензии и по плотности утяжелителя определяют массовую долю утяжелителя в суспензии.

Массовая доля утяжелителя в суспензии рассчитывается по формуле:

$$\beta_{ym} = \frac{\rho(\Delta_c - 1000)}{\Delta_c(\rho - 1000)}, \quad (4.113)$$

где β_{ym} - массовая доля утяжелителя в суспензии;

ρ , Δ_c - соответственно, плотность утяжелителя и суспензии, кг/м³.

4.7. Проектирование и расчет водно-шламовой схемы

Целью проектирования водно-шламовой схемы является: обеспечение оптимальных разжижений R (отношение Ж:Т) в операциях схемы; определение количества воды, добавляемой в операции или выделяемой из продуктов при обезвоживании; определение R в продуктах схемы; определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление баланса по воде.

Исходными показателями для расчета водно-шламовой схемы являются: требуемые оптимальные значения R в операциях обогащения; значения R продуктов, которые будут иметь постоянное или колеблющиеся в узких пределах значения; нормы расхода дополнительной воды на единицу обрабатываемого продукта.

Оптимальные значения R в операциях устанавливаются по данным испытаний обогатимости исходного сырья, по практическим данным действующих обогатительных фабрик, обрабатывающих близкое по составу сырье. Ориентировочные данные по массовой доле твердого в некоторых операциях и продуктах обогащения приведены в табл. 2.6.

Для обеспечения оптимальных значений R в операциях используют процессы разжижения или сгущения. Увеличение значения разжижения R достигается легко добавкой воды, а уменьшение его требует операций обезвоживания, громоздких в конструктивном оформлении и требующих существенных капитальных затрат. Поэтому операции обезвоживания продуктов следует вводить в схему в тех случаях, когда они существенно необходимы для повышения технологических показателей.

Таблица 2.6.

Ориентировочные массовые доли твердого в некоторых операциях и продуктах обогащений

Наименование операций и продуктов	Массовая доля твердого, %	
	в питании операции	в продуктах
Измельчение в стержневых и шаровых мельницах.	65 – 80	-
Слив классификатора при измельчении до:		
0,3 мм	-	28 – 50
0,2 мм	-	25 – 45
0,15 мм	-	20 – 35
0,10 мм	-	15 – 30
Пески спиральных классификаторов	-	80 – 85
Пески гидроциклонов	-	60 – 70

Основная флотация первой стадии при двухстадиальных схемах	30 – 50	-
Основная флотация при одностадиальных схемах и основная флотация второй стадии:		
для руд	20 – 35	-
для углей	17 – 25	-
Перечистка концентратов флотации	15 – 30	-
Концентраты основной флотации	-	25 – 45
Концентраты контрольной флотации	-	25 – 35
Концентраты перечистных операций флотации	-	30 – 50
Отсадка каменных углей	30 – 40	-
Отсадка руд	40 – 50	-
Продукты отсадки, выдаваемые обезвоживающими элеваторами:		
крупные	-	80 – 90
мелкие зернистые	-	75 – 85
Продукты отсадки выдаваемые через краны, насадки и порог	-	30 – 50
Концентрация на столах	25 – 35	-
Тяжелые продукты со столов	-	40 – 60
Промежуточные продукты со столов	-	30 – 45
Концентрация на винтовых сепараторах	25 – 35	-
Концентрация на струйных и конусных сепараторах	45 – 55	-
Гидравлическая классификация	30 – 50	-
Песковые фракции гидравлической классификации	-	20 – 50
Мытые продукты наклонных корытных моек	-	90 – 85
Сгущенные продукты сгустителей при сгущении рудных концентратов перед фильтрованием	-	50 – 70
То же, при сгущении угольных шламов	-	25 – 35
Фильтрование флотационных угольных концентратов без предварительного сгущения	30 – 40	82 – 76
Фильтрование угольных шламов после сгущения	25 – 35	80 – 76
Центрифугирование мелкого угольного концентрата	85 – 82	93 – 91
Обезвоживание в бункерах крупного угольного концентрата	93 – 91	93 – 95
То же, порода углеобогащительных фабрик	70 – 82	84 – 89

Во многих операциях обработки не имеется возможность регулирования разжижения отдельных продуктов, выходящих из этих операций. К таким продуктам относятся, например, пески классификаторов и гидроциклонов, пенные продукты флотации, концентраты операций концентрации на столах, отсадки, промывки, магнитной сепарации.

Нормы расхода дополнительной воды на одну тонну обрабатываемого продукта также обосновываются результатами исследовательских работ и по практическим данным действующих фабрик. Ориентировочные нормы добавки воды в операции обработки дополнительно к воде, поступающей с питанием, приведены в табл. 2.7.

Таблица 2.7.

Ориентировочные нормы добавки воды в операциях обработки

Наименование операций	Расход воды на 1 т твердого, м ³
Отсадка крупных классов угля, +12(18) мм	3,5 – 4,5
Отсадка мелких классов угля, - 12(8) мм	3,0 – 3,5
Отсадка неклассифицированного угля, 100 – 0 мм	3,0 – 4,0
Отсадка руд в отсадочных машинах с подвижным решетом	3,0 – 4,0
Отсадка руд в диафрагмовых отсадочных машинах	3,5 – 5,0
Отсадка руд в поршневых отсадочных машинах	6,0 – 8,0
Концентрация руд на столах	1,5 – 2,5
Промывка руд в наклонных корытных мойках	3,0 – 6,0
Промывка руд в скрубберах	1,0 – 2,0
Промывка руд в горизонтальных корытных мойках	1,0 – 2,0
Промывка руд в бутарах	4,0 – 10,0
Гидравлическая классификация с получением трех нижних классов	0,5 – 1,5
Мокрое грохочение с обесшламливанием на грохотах	1,0 – 2,5
Обмывка при обезвоживании на грохотах: угольных концентратов	0,3 – 0,5
угольных шламов	1,0
Смывка флотационных концентратов по желобам	0,5 – 1,5
Отмывка шламов перед обогащением в суспензиях: руды	0,5 – 1,2
угля	0,4 – 0,8
Отмывка суспензии от продуктов обогащения руды	1,0 – 1,2
угля	0,8 – 1,2
Общий расход воды: флотационные и мокрые магнитообогащительные фабрики	3,0 – 6,0
углеобогащительные фабрики, применяющие отсадку	6,0 – 8,0
углеобогащительные фабрики с обогащением в тяжелых суспензиях	1,2 – 2,0
промывочные фабрики	4,0 – 8,0

При пользовании таблицами 4.12 и 4.13 необходимо учитывать следующее: чем выше плотность материала, тем выше может быть массовая доля твердого в питании и в продуктах обработки; для крупных и зернистых материалов массовая доля твердого в питании и продуктах обработки в большинстве случаев должна быть выше, чем для мелких и шламистых материалов; при флотации богатых продуктов с легко флотирующимися минералами массовая доля твердого в пенных продуктах будет выше; расход дополнительной воды для крупного материала больше, чем для мелкого; при промывке чем выше промывистость руды, тем ниже расход воды.

Порядок расчета шламовой схемы

1. Назначаются численные значения исходных показателей: необходи-

мые оптимальные значения R , нерегулируемые значения R , нормы расхода дополнительной воды в отдельных операциях.

2. Определяется количество воды W_n для тех продуктов и операций, для которых известны по исходным показателям значения R .

3. По уравнениям баланса определяют количество воды, добавляемое в отдельные операции или в отдельные продукты, и подсчитывается количество воды во всех продуктах схемы.

4. Для всех продуктов схемы рассчитываются разжижения R_i

$$R_i = \frac{W_i}{Q_i}, \quad (4.114)$$

где W_i – количество воды в i -ом продукте, м³/ч;

Q_i – количество твердого в i -ом продукте, т/ч.

5. Для всех продуктов рассчитываются объемы пульпы V_i :

$$V_i = Q_i \left(R_i + \frac{1000}{\rho_i} \right), \quad (4.115)$$

где ρ_i – плотность твердого в i -ом продукте, кг/м³.

6. Составляется баланс воды по обогатительной фабрике, определяется общий расход воды и ее удельный расход на 1 т исходного материала.

Баланс воды выражается равенством:

$$W_1 + \sum L_i = \sum W_k. \quad (4.116)$$

где W_1 – количество воды, поступающее с исходным питанием;

$\sum L_i$ – суммарное количество воды, добавляемой в процесс;

$\sum W_k$ – суммарное количество воды, уходящей из процесса с конечными продуктами.

Расход воды на обогатительной фабрике

$$\sum L_i = \sum W_k - W_1.$$

Если на обогатительной фабрике используется оборотная вода, то расход свежей воды

$$L_{св} = \sum L_i - \sum W_{об}, \quad (4.117)$$

где $L_{св}$ – расход свежей воды;

$\sum W_{об}$ – суммарное количество оборотной воды.

Полученные значения расхода воды относятся к воде, потребляемой для технологических целей. Общая потребность воды на обогатительных фабриках включает еще расход ее на смыв полов, промывку аппаратов и другие нужды.

При проектировании обычно принимают, что общее потребление воды на фабрике на 10 – 15 % превышает потребление воды для технологических целей.

Результаты проектирования и расчета водно-шламовой схемы оформляются в виде таблицы и отражаются на совмещенной качественно-количественной и водно-шламовой схеме.

Пример расчета водно-шламовой схемы.

Рассчитать схему флотационного обогащения монометаллической руды, приведенную на рис. 2.10.

Таблица 2.8.

Исходные показатели для расчета водно-шламовой схемы

Оптимальные значения R, которые необходимо обеспечить		Нерегулируемые значения R		Нормы расхода дополнительной воды в операции l , м ³ /т
$R_I=0,3$	$R_{VI}=4,0$	$R_1=0,03$	$R_{14}=2,0$	
$R_4=1,5$	$R_{VIII}=4,0$	$R_5=0,25$	$R_{16}=1,5$	
$R_7=2,5$		$R_8=0,3$	$R_{18}=3,0$	
$R_{IV}=0,4$		$R_9=0,4$		
$R_V=3,0$		$R_{11}=2,5$		

2. Для продуктов и операций, для которых известны R и Q , рассчитываем значение W_i по формуле $W_i = R_i \cdot Q_i$:

$$W_1 = R_1 \cdot Q_1 = 0,03 \cdot 200 = 6 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_I = R_I \cdot Q_2 = 0,3 \cdot 400 = 120 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_3 = R_I \cdot Q_3 = 0,3 \cdot 400 = 120 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_4 = R_4 \cdot Q_4 = 1,5 \cdot 200 = 300 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_5 = R_5 \cdot Q_5 = 0,25 \cdot 200 = 50 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_7 = R_7 \cdot Q_7 = 2,5 \cdot 200 = 500 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_8 = R_8 \cdot Q_8 = 0,3 \cdot 400 = 120 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{IV} = R_{IV} \cdot Q_8 = 0,4 \cdot 400 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_9 = R_9 \cdot Q_9 = 0,4 \cdot 400 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_V = R_V \cdot Q_{10} = 3,0 \cdot 240 = 720 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{11} = R_{11} \cdot Q_{11} = 2,5 \cdot 50 = 125 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{VI} = R_{VI} \cdot Q_{13} = 4,0 \cdot 60 = 240 \text{ м}^3/\text{ч};$$

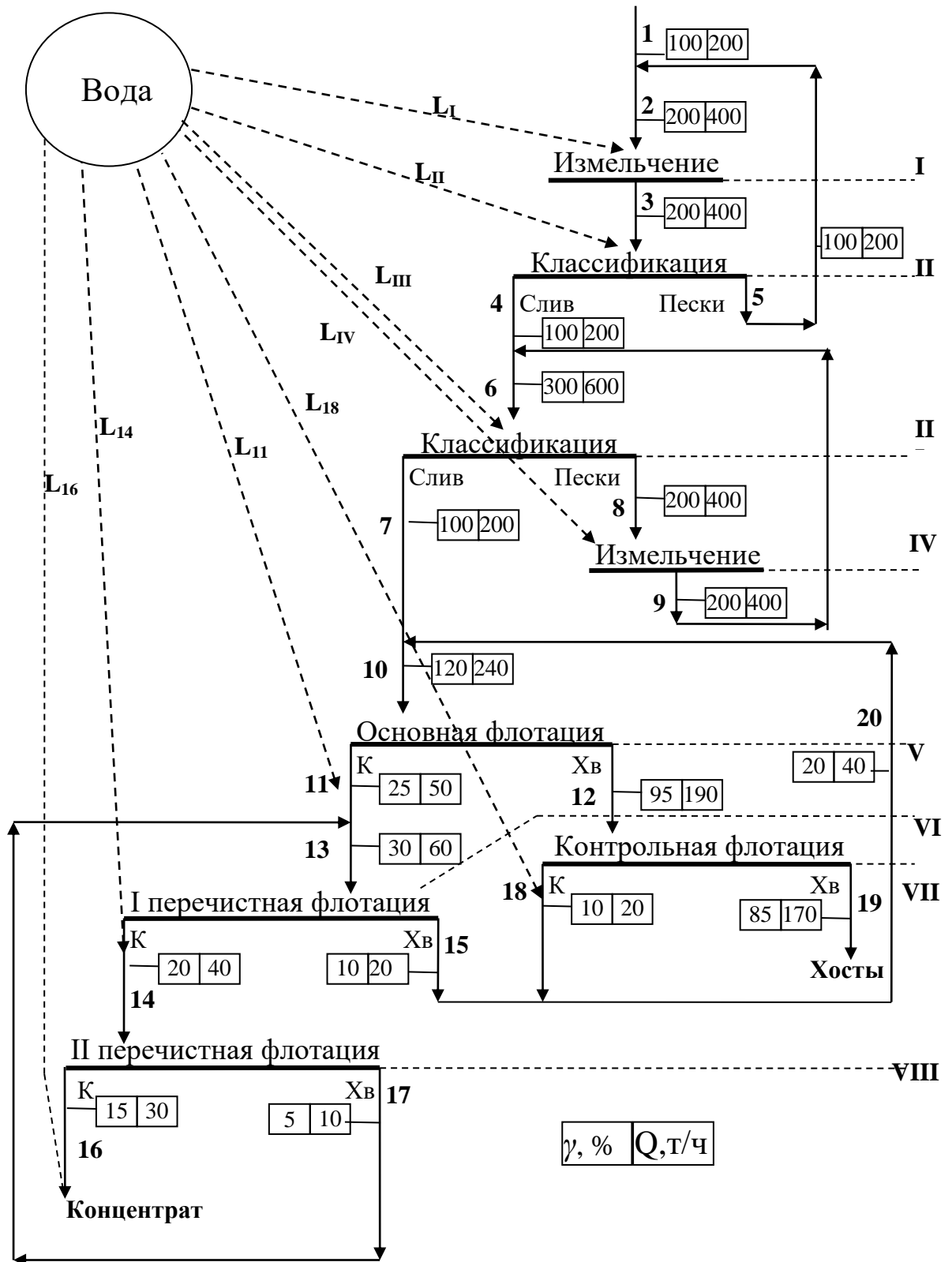


Рис. 2.10. Количественная схема флотационного обогащения руды к расчету шламовой схемы: 1- 24 номера продуктов; I – VIII – номера операций

$$W_{14} = R_{14} \cdot Q_{14} = 2,0 \cdot 40 = 80 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{VIII} = R_{VIII} \cdot Q_{14} = 4,0 \cdot 40 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{16} = R_{16} \cdot Q_{16} = 1,5 \cdot 30 = 45 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{18} = R_{18} \cdot Q_{18} = 3,0 \cdot 20 = 60 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

3. По нормам расхода дополнительной воды на смыв концентратов найдем расход этой воды.

$$L_{11} = l_{11} \cdot Q_{11} = 1,0 \cdot 50 = 50 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{14} = l_{14} \cdot Q_{14} = 1,0 \cdot 40 = 40 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{16} = l_{16} \cdot Q_{16} = 1,0 \cdot 30 = 30 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{18} = l_{18} \cdot Q_{18} = 1,0 \cdot 20 = 20 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

4. По уравнениям баланса воды рассчитываем количество воды, которое необходимо добавлять в операции для обеспечения оптимальных значений R .

Для операции I:

$$W_1 + W_5 + L_I = W_3 ;$$

$$L_I = W_3 - W_1 - W_5 = 120 - 6 - 50 = 64 \text{ м}^3/\text{ч};$$

Для последующих операций аналогично:

$$L_{II} = W_4 + W_5 - W_3 = 300 + 50 - 120 = 230 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{III} = W_7 + W_8 - W_9 - W_4 = 500 + 120 - 160 - 300 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{IV} = W_{IV} - W_8 = 160 - 120 = 40 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Далее с учетом дополнительной воды на смыв концентратов в желобах:

$$L_{VIII} = W_{VIII} + W_{14} - L_{14} = 160 - 80 - 40 = 40 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{17} = W_{VIII} - W_{16} = 160 - 45 = 115 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{VI} = W_{VI} - W_{11} - W_{17} - L_{11} = 240 - 125 - 115 - 50 = -50 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{15} = W_{VI} - W_{14} = 240 - 80 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{20} = W_{15} + W_{18} = 160 + 60 = 220 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_V = W_V - W_7 - W_{20} - L_{18} = 720 - 500 - 220 - 20 = -20 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Значения L_V и L_{VI} получились отрицательными, следовательно воду

нужно не добавлять, а удалять чтобы обеспечить заданное оптимальное значение R_V и R_{VI} .

Введение операций обезвоживания требует дополнительных капитальных затрат и допускается только в тех случаях, когда они существенно необходимы для обеспечения технологических показателей. В нашем случае целесообразно изменить значения R_V и R_{VI} , но отказаться от операций сгущения.

Тогда:

$$W_V = W_7 + W_{20} + L_{18} = 500 + 220 + 20 = 740 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_V = \frac{W_V}{Q_{10}} = \frac{740}{240} = 3,08 \text{ (вместо 3,0);}$$

$$W_{12} = W_V - W_{11} = 740 - 125 = 615 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{VI} = W_{11} + W_{17} + L_{11} = 125 + 115 + 50 = 290 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_{VI} = \frac{W_{VI}}{Q_{13}} = \frac{290}{60} = 4,83 \text{ (вместо 4,0).}$$

$$W_{15} = W_{VI} - W_{14} = 290 - 80 = 210 \text{ м}^3/\text{ч};$$

Изменение водного баланса в операции VI приводит к увеличению количества воды, возвращаемой с продуктом 15 в операцию V.

Тогда

$$W_{10} = W_7 + W_{15} + W_{18} = 500 + 210 + 60 = 770 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_V = \frac{770}{240} = 3,21 \text{ (вместо 3,0);}$$

$$W_{12} = W_{10} - W_{11} = 770 - 125 = 645 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{19} = W_{12} - W_{18} - L_{18} = 645 - 60 - 20 = 565 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

С учетом смывной воды для продукта 16 (конечный концентрат)

$$W'_{16} = W_{16} + L_{16} = 45 + 30 = 75 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

5. Рассчитываем значения R и объемный расход для всех продуктов схемы. Например:

$$R_2 = \frac{W_2}{Q_2} = \frac{W_1 + W_5 + L_1}{Q_2} = \frac{6 + 50 + 64}{400} = 0,3;$$

$$R_3 = \frac{W_3 + L_2}{Q_3} = \frac{120 + 230}{400} = 0,875.$$

Для определения объемного расхода пульпы необходимо знать плотность твердой фазы пульпы $\rho_{тв}$. В нашем случае $\rho_{тв}$ примерно равно 3000 кг/м³.

Объемный расход пульпы V_n определяем по формуле (4.115).

Например:

$$V_2 = Q_2 \left(R_2 + \frac{1000}{\rho_{2тв}} \right) = 400 \cdot \left(0,3 + \frac{1000}{3000} \right) = 253,3 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$V_3 = Q_3 \left(R_3 + \frac{1000}{\rho_{3тв}} \right) = 400 \cdot \left(0,875 + \frac{1000}{3000} \right) = 483,2 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

6. Оформляем результаты расчета водно-шламовой схемы в виде таблицы. Пример записи водно-шламовой схемы для операции основной флотации приведен в табл. 2.9.

Графически водно-шламовая схема оформляется совмещенной с качественно - количественной схемой обогащения, на которой указываются точки подачи и количество добавляемой воды, в отдельной таблице приводится баланс воды. Для рассчитанной водно-шламовой схемы баланс воды приведен в табл. 2.10.

Расход общей воды

$$\sum L = \sum W_K - W_1 = 640 - 6 = 634 \text{ м}^3/\text{ч};$$

С учетом расхода воды на смыв полов, промывку аппаратов и другие нужды (примем 10 %) общая потребность воды

$$\sum L_{общ} = (\sum L) \cdot 1,1 = 634 \cdot 1,1 = 697,4 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Таблица 2.9.

Пример записи водно-шламовой схемы

Номер операции и продукта	Наименование операции и продукта	Q, т/ч	R	W, м ³ /ч	V, м ³ /ч
V	Основная флотация				
	Поступают:				
7	Слив классификатора	200	2,5	500	566,7
20	Промпродукт	40	5,5	220	233,3
	Дополнительная вода	-	-	-	-
10	Итого	240	3,0	720	800
	Выходят:				

11	Концентрат	50	2,5	125	141,7
12	Хвосты	190	3,13	595	658,3
10	Итого	240	3,0	720	800

Таблица 2.10.

Баланс воды (к примеру расчета)

Поступает воды в процесс	м ³ /ч	Уходит воды из процесса	м ³ /ч
С исходной рудой W_1	6	С концентратом W_{16}	75
В измельчение 1 стадии L_I	64	С хвостами W_{19}	565
В классификацию 1 стадии L_{II}	230		
В классификацию 2 стадии L_{III}	160		
В измельчение 2 стадии L_{IV}	40		
На смыв пенных продуктов			
L_{11}	50		
L_{14}	40		
L_{16}	30		
L_{18}	20		
Всего поступает $W_1 + \Sigma L$	640	Всего уходит ΣW_k	640

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №6
ТЕМА: РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ
ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Качественно-количественная схема включает операции и продукты обогащения. Операции в схеме бывают двух видов: операции разделения, в которых из одного продукта получаются два или несколько продуктов, и операции смешения, в которых из двух или нескольких продуктов получается один продукт. Общее число операций (a) в схеме определяется по формуле:

$$a = a_p + a_c, \quad (3.1)$$

где a_p и a_c – количество операций разделения и количество операций смешения соответственно.

Продукты в схеме подразделяются на исходные продукты ($n_{исх}$), продукты, получаемые в результате операций разделения (n_p), и продукты, получаемые в результате операций смешения (n_c).

Для любой схемы общее число продуктов (n) будет равно:

$$n = n_{исх} + n_p + n_c. \quad (3.2)$$

Так как в результате каждой операции смешения всегда получается один продукт, то число продуктов смешения в схеме равно числу операций смешения:

$$n_c = a_c. \quad (3.3)$$

Все продукты за исключением исходных называются продуктами обработки.

Расчет качественно-количественной схемы заключается в определении для всех продуктов схемы численных значений основных технологических показателей: производительности (Q), выходов продуктов (γ), массовых долей компонентов (β) и извлечений компонентов в продукт (ε). В некоторых случаях дополнительно определяют значения частных извлечений (E) в операциях.

Расчёт качественно-количественной схемы осуществляется по твердому и по дополнительным расчетным компонентам (e), содержащимся в продуктах. При расчёте качественно-количественной схемы переработки моно-металлической руды количество дополнительных расчетных компонентов $e = 1$. В случае полиметаллических руд расчёт может быть выполнен по твердому и нескольким дополнительным расчетным компонентам. Общее количество расчетных компонентов c определяется по формуле:

$$c = 1 + e. \quad (3.4)$$

Расчёт качественно-количественной схемы производится в относительных показателях, а затем вычисляются абсолютные показатели.

Относительные технологические показатели, численные значения которых подлежат определению, называются **искомыми показателями**. Искомые показатели разделяются на **исходные** и **рассчитываемые**, которые определяются в результате расчета схемы. Общее число искомых показателей зависит от числа продуктов в схеме и числа расчетных компонентов.

Расчёт схемы осуществляется путем решения системы балансовых уравнений. Система уравнений должна быть **определенная**, т. е. число уравнений в системе должно равняться числу рассчитываемых показателей.

Необходимое и достаточное для расчета схемы число исходных показателей (N) определяется как разница числа всех искомых показателей (A) и числа уравнений (B), связывающих эти показатели:

$$N = A - B. \quad (3.5)$$

Общее число искомых показателей определяется по формуле:

$$A = (n - 1)(2c - 1) + c - 1. \quad (3.6)$$

Относительные показатели γ , β и ε связаны уравнениями первого и второго рода, вытекающими из определений этих показателей и уравнений баланса. Число уравнений первого рода для одного продукта обработки будет равно числу расчетных компонентов. Для каждой операции можно составить по одному уравнению второго рода для каждого расчетного компонента. Общее число уравнений первого и второго рода, связывающих технологические показатели, определяется по формуле:

$$B = (n - 1)(c - 1) + ac. \quad (3.7)$$

Учитывая вышеприведенные соотношения, формулу 3.5 можно представить в следующем виде:

$$N = c(n - a) - 1, \quad (3.8)$$

или

$$N = c(1 + n_p - a_p) - 1. \quad (3.9)$$

Обычно при проектировании искомые показатели, относящиеся к исходному продукту ($N_{исх}$), известны из задания на проектирование, поэтому можно определить число исходных показателей, относящихся только к продуктам обработки ($N_{п}$):

$$N_{п} = N - N_{исх}, \quad (3.10)$$

или:

$$N_{п} = c(n_p - a_p), \quad (3.11)$$

В качестве исходных показателей могут быть приняты выходы продуктов (γ), массовые доли компонентов в них (β) и извлечения

компонентов в продукты (ε). В число исходных показателей извлечения могут быть включены показатели частного извлечения по отношению к питанию операции (E). Следовательно, слагаемыми числа N_{Π} являются количества выходов, массовых долей и извлечений компонентов в продукты:

$$N_{\Pi} = N_{\gamma} + \sum_{i=1}^c N_{\beta}^i + \sum_{i=1}^c N_{\varepsilon}^i + \sum_{i=1}^c N_E^i. \quad (3.12)$$

где N_{γ} – количество численных значений выходов продуктов, принятых в качестве исходных показателей; N_{β}^i – количество численных значений массовой доли i -го компонента, принятых в качестве исходных показателей; N_{ε}^i – количество численных значений извлечения i -го компонента, принятых в качестве исходных показателей; N_E^i – количество численных значений частного извлечения i -го компонента по отношению к питанию операции, принятых в качестве исходных показателей;

Чтобы при назначении численных значений исходных показателей не получилось системы несовместимых уравнений следует учитывать следующие соотношения:

$$N_{\Pi} \leq c (n_p - a_p); \quad (3.13)$$

$$N_{\gamma} \leq n_p - a_p; \quad (3.14)$$

$$N_{\beta}^i \leq 2 (n_p - a_p); \quad (3.15)$$

$$N_{\varepsilon}^i + N_E^i \leq n_p - a_p, \quad (3.16)$$

Число исходных показателей, относящихся к одному продукту обработки схемы, не может быть больше числа расчетных компонентов.

При расчете качественно-количественных схем полиметаллических руд сначала рассчитывается по всем компонентам принципиальная схема. Исходными показателями при таком расчете являются извлечения полезных компонентов в одноименные концентраты и массовая доля полезных компонентов в окончательных концентратах.

После расчета принципиальной схемы рассчитываются отдельные циклы. Расчет ведется по главному для рассчитываемого цикла компоненту.

При выборе исходных показателей для расчета схемы обогащения предпочтение следует отдавать тем показателям, которые наиболее важны и стабильны в практике обогащения. Такими показателями являются извлечения

и массовые доли компонентов в концентратах. Значениями выходов продуктов разделения и исходного продукта, как правило, не задаются.

Порядок расчёта качественно-количественной схемы

1. По формуле 3.6 определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы.

2. По формуле 3.8 определяется число исходных показателей, относящихся только к продуктам обработки.

3. По формуле 3.12 определяется максимальное число показателей извлечения (извлечения в операциях и частные извлечения), которое можно принять для расчета схемы.

4. По формуле 3.9 определяется число исходных показателей массовой доли в продуктах обработки и исходном продукте (при этом принимается $N_\gamma = 0$).

5. Назначаются численные значения выбранных исходных показателей.

6. По уравнениям, связывающим технологические показатели, рассчитываются относительные показатели.

7. Рассчитываются абсолютные показатели.

Пример расчёта качественно-количественной схемы

Рассчитать в относительных и абсолютных показателях схему обогащения монометаллической руды (рис. 2.11). В схеме семь операций, из них четыре операции разделения и три – смешения. Двенадцать продуктов состоят из исходной руды (продукт 1), восьми продуктов, получаемых в операциях разделения (продукты 3, 4, 6, 7, 8, 9, 10 и 12) и трех продуктов, получаемых в операциях смешения (продукты 2, 5 и 11).

Расчет ведем по двум компонентам – твердому и полезному металлу. Следовательно, $n = 12$, $n_p = 8$, $a_p = 4$, $c = 2$.

1. Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы:

$$N = c (1 + n_p - a_p) - 1 = 2 (1 + 8 - 4) - 1 = 9.$$

2. Определяем число исходных показателей, относящихся только к продуктам обработки:

$$N_{\Pi} = c (n_p - a_p) = 2 (8 - 4) = 8,$$

3. Определяем максимальное число показателей извлечения:

$$N_{\text{извл. max}} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4.$$

4. Определяем число исходных показателей массовой доли в продуктах обработки и исходном продукте (при условии $N_\gamma = 0$):

$$N_{\beta} = N_{\pi} - N_{\text{извл.мах}} - N_{\gamma} = 8 - 4 - 0 = 4.$$

Таким образом, исходными показателями являются: один показатель, относящийся к исходной руде, пять показателей извлечения и пять показателей массовой доли в концентратах отдельных операций обогащения. В качестве исходных показателей для продуктов обработки выбираем: извлечение в окончательный концентрат, частные извлечения в основной флотации и перечистках, содержания в концентратах всех операций обогащения.

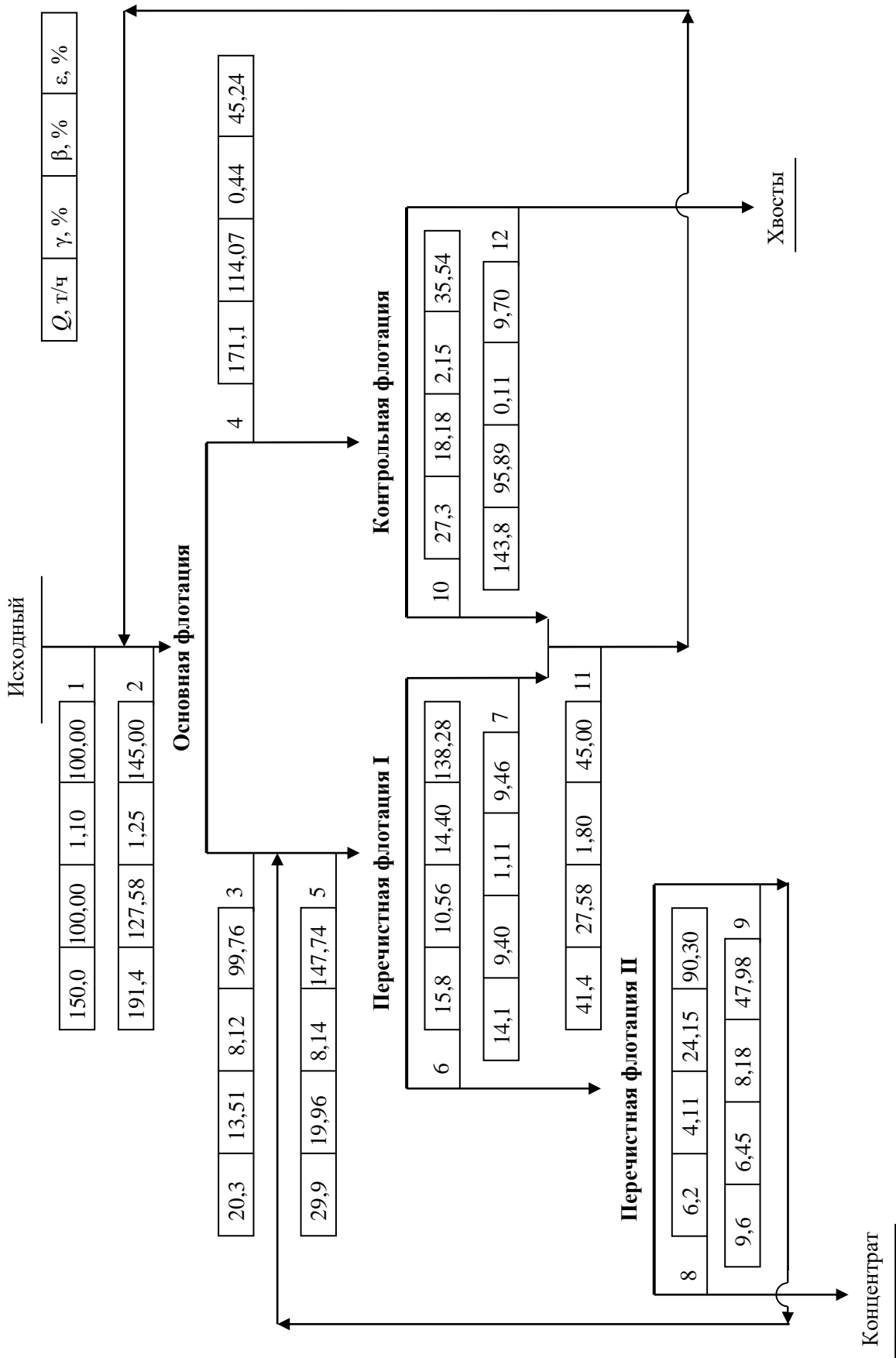


Рис. 2.11. Качественно-количественная схема флотации монометаллической руды

5. Принимаем значения исходных показателей:

- массовая доля металла в исходной руде: $\alpha = 1,1 \%$;
- извлечение металла в окончательный концентрат: $\varepsilon_8 = 90,3 \%$;
- частное извлечение металла в концентрат I перерешетки: $E_6 = 93,6 \%$;
- то же, в концентрат II перерешетки: $E_8 = 65,3 \%$;
- то же, в концентрат основной флотации: $E_3 = 68,8 \%$;
- массовая доля металла в окончательном концентрате: $\beta_8 = 24,15 \%$;
- то же, в концентрате I перерешетки: $\beta_6 = 14,40 \%$;
- то же, в концентрате основной флотации: $\beta_3 = 8,12 \%$;
- то же, в концентрате контрольной флотации: $\beta_{10} = 2,15 \%$.

6. Рассчитываем относительные показатели путем решения систем балансовых уравнений.

6.1. Определяем значения извлечений в продуктах обработки.

$$\varepsilon_6 = \frac{\varepsilon_8}{E_8} 100 = \frac{90,30}{65,30} 100 = 138,28 \%$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 138,28 - 90,30 = 47,98 \%$$

$$\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6} 100 = \frac{138,28}{93,60} 100 = 147,74 \%$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 147,74 - 47,98 = 99,76 \%$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 147,74 - 138,28 = 9,46 \%$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3} 100 = \frac{99,76}{68,80} 100 = 145,00 \%$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 145,00 - 100,00 = 45,00 \%$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 145,00 - 99,76 = 45,24 \%$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7 = 45,00 - 9,46 = 35,54 \%$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 45,24 - 35,54 = 9,70 \%$$

6.2. По формуле $\gamma = \alpha\varepsilon/\beta$ определяем выхода продуктов с известными значениями β .

$$\gamma_3 = 13,51 \%; \quad \gamma_6 = 10,56 \%; \quad \gamma_8 = 4,11 \%; \quad \gamma_{10} = 18,18 \%$$

6.3. Определяем выхода остальных продуктов схемы по уравнениям баланса.

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 10,56 - 4,11 = 6,45 \%$$

$$\gamma_5 = \gamma_9 + \gamma_3 = 6,45 + 13,51 = 19,96 \%$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 19,96 - 10,56 = 9,40 \%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10} = 9,40 + 18,18 = 27,58 \%$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11} = 100,00 + 27,58 = 127,58 \%$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3 = 127,58 - 13,51 = 114,07 \%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10} = 114,07 - 18,18 = 95,89 \%$$

Проверка: $\gamma_8 + \gamma_{12} = 4,11 + 95,89 = 100 \%$.

6.4. По формуле $\beta = \alpha\varepsilon/\gamma$ определяем массовую долю металла в продуктах с известными значениями ε .

$$\beta_2 = 1,25 \%; \beta_4 = 0,44 \%; \beta_5 = 8,14 \%; \beta_7 = 1,11 \%;$$

$$\beta_9 = 8,18 \%; \beta_{11} = 1,80 \%. \beta_{12} = 0,11 \%$$

Рассчитываем невязку технологического баланса.

$$\Delta = \gamma_1 \cdot \alpha - (\gamma_8 \cdot \beta_8 + \gamma_{12} \cdot \beta_{12}) = 100,00 \cdot 1,10 - (4,11 \cdot 24,15 + 95,89 \cdot 0,11) = 0,20.$$

7. Рассчитываем массы продуктов ($Q_1 = 150$ т/ч).

Все полученные данные заносим в табл. 2.11.

Таблица 2.11

Расчет качественно-количественной схемы флотации

Поступает					Выходит				
Продукт	Q, т/ч	γ , %	β , %	ε , %	Продукт	Q, т/ч	γ , %	β , %	ε , %
Основная флотация									
1. Исходный	150,0	100,00	1,10	100,00	3. Концентрат	20,3	13,51	8,12	99,76
7. Хв. переч. фл. I	14,1	9,40	1,11	9,46	4. Хвосты	171,1	114,07	0,44	45,24
10. К-т контр. фл.	27,3	18,18	2,15	35,54	Всего:	191,4	127,58	1,25	145,00
Всего:	191,4	127,58	1,25	145,00					
Перечистная флотация I									
3. К-т осн. фл.	20,3	13,51	8,12	99,76	6. Концентрат	15,8	10,56	14,4	138,28
9. Хв. переч. фл. II	9,6	6,45	8,18	47,98	7. Хвосты	14,1	9,40	1,11	9,46
Всего:	29,9	19,96	8,14	147,74	Всего:	29,9	19,96	8,14	147,74
Перечистная флотация II									
6. К-т переч. фл. I	15,8	10,56	14,40	138,28	8. Концентрат	6,2	4,11	24,1	90,30
Всего:	15,8	10,56	14,4	138,28	9. Хвосты	9,6	6,45	8,18	47,98
					Всего:	15,8	10,56	14,4	138,28
Контрольная флотация									
4. Хв. осн. фл.	171,1	114,07	0,44	45,24	10. Концентрат	27,3	18,18	2,15	35,54
Всего:	171,1	114,07	0,44	45,24	12. Хвосты	143,8	95,89	0,11	9,70
					Всего:	171,1	114,07	0,44	45,24

Задание: выполнить расчет качественно-количественной схемы флотации по твердому и полезному металлу. Исходные данные для расчета приведены в ПРИЛОЖЕНИИ Б.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №7
ТЕМА: РАСЧЕТ ВОДНО-ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ
ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Целью расчета водно-шламовой схемы является:

- обеспечение оптимальных значений Ж:Т (далее R) в продуктах и операциях схемы;
- определение количества воды, добавляемой в операции или выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания;
- определение значений R в продуктах схемы;
- определение общего ($W_{\text{общ}}$) и удельного ($W_{\text{уд}}$) расхода воды на обогатительной фабрике и составление баланса по воде.

Исходными показателями для расчета водно-шламовой схемы являются значения R в продуктах и операциях схемы, а также нормы расхода дополнительной воды. Исходные показатели делятся на 3 группы:

1. Заданные оптимальные значения R , установленные данным испытанием обогатимости исходного сырья с учетом опыта действующих обогатительных фабрик.
2. Значения R для продуктов, имеющих относительно постоянную или колеблющуюся в узких пределах для заданных условий влажность.
3. Нормы расхода дополнительной воды.

Для получения высоких показателей обогащения каждую операцию обработки продукта необходимо проводить при оптимальном значении R . Оптимальные значения R в операциях и продуктах, а также расход дополнительной воды колеблются в широких пределах в зависимости от свойств обрабатываемого материала и требований, предъявляемых к продуктам обработки. Поэтому значения исходных показателей должны устанавливаться на основании результатов исследовательских работ и по практическим данным обогатительных фабрик. Ориентировочными значениями R в операциях и продуктах обогащения можно задаться по табл. 2.12 /1/. Ориентировочные нормы добавляемой воды приведены в табл 2.13 /1/.

Таблица 2.12

Ориентировочные содержания твердого по массе
в некоторых операциях и продуктах обогащения

Наименование операций и продуктов	Массовая доля твердого, %		Отношение Ж:Т (R)	
	в питании	в продуктах	в питании	в продуктах
1. Измельчение в стержневых и шаровых мельницах	65-80	-	0,25-0,54	-

2. Слив классификаторов при измельчении до:				
– 0,3 мм	-	28-50	-	1,00-2,57
– 0,2 мм	-	25-45	-	1,22-3,00
– 0,15 мм	-	20-35	-	1,86-4,00
– 0,10 мм	-	15-30	-	2,33-5,67
3. Пески спиральных классификаторов	-	80-85	-	0,18-0,25
4. Пески гидроциклонов	-	60-70	-	0,43-0,67
5. Основная флотация первой стадии при двухстадиальных схемах	30-50	-	1-2,33	-
6. Основная флотация при одностадийных схемах и основная флотация второй стадии:				
– для руд	20-35	-	1,86-4,00	-
– для углей	17-25	-	3,00-4,88	-
7. Перечистка концентратов флотации	15-30	-	2,33-5,67	-
8. Концентраты основной флотации	-	25-45	-	1,22-3,00
9. Концентраты контрольной флотации	-	25-35	-	1,86-3,00
10. Концентраты перечистой флотации	-	30-50	-	1,00-2,33
11. Отсадка каменных углей	30-40	-	1,50-2,33	-
12. Отсадка руд	40-50	-	1,00-1,50	-

Продолжение табл. 2.13

Наименование операций и продуктов	Массовая доля твердого, %		Отношение Ж:Т (R)	
	в питании	в продуктах	в питании	в продуктах
13. Продукты отсадки, выдаваемые обезвоживающими элеваторами				
– крупные	-	80-90	-	0,11-0,25
– мелкие зернистые	-	75-85	-	0,18-0,33
14. Продукты отсадки, выдаваемые через краны, насадки и порог	-	30-50	-	1,00-2,33
15. Концентрация на столах	25-35	-	1,86-3,00	-
16. Тяжелые продукты со столов	-	40-60	-	0,67-1,50
17. Промпродукты со столов	-	30-45	-	1,22-2,33
18. Концентрация на винтовых сепараторах	25-35	-	1,86-3,00	-
19. Концентрация на струйных и конусных сепараторах	45-55	-	0,82-1,22	-
20. Гидравлическая классификация	30-50	-	1,00-2,33	-
21. Песковые фракции гидравлической классификации	-	20-50	-	1,00-4,00
22. Мытые продукты наклонных корытных моек	-	85-90	-	0,11-0,18
23. Сгущенные продукты сгустителей перед фильтрованием:				
– рудные концентраты	-	50-70	-	0,43-1,00
– угольные шламы	-	25-35	-	1,86-3,00
24. Фильтрация флотационных угольных	30-40	76-82	1,50-2,33	0,22-0,32

концентратов без предварительного сгущения				
25. Фильтрация угольных шламов после сгущения	25-35	76-80	1,86-3,00	0,25-0,32
26. Центрифугирование мелкого угольного концентрата	82-85	91-93	0,18-0,22	0,075-0,097
27. Обезвоживание в бункерах:				
– крупный угольный концентрат	91-93	93-95	0,075-0,099	0,053-0,075
– породы углеобогатительных фабрик	70-82	84-89	0,22-0,43	0,12-0,19

Таблица 2.14

**Ориентировочные нормы добавки воды в операциях обработки
(дополнительно к воде, поступающей с питанием)**

Наименование операций	Расход воды, м ³ /т
1. Отсадка угля:	
– крупные классы +12(8)мм	3,5-4,5
– мелкие классы -12(8) мм	3,0-3,5
– неклассифицированный уголь -100+0 мм	3,0-4,0
2. Отсадка руд:	
– отсадочные машины с подвижным решетом	3,0-4,0
– диафрагмовые отсадочные машины	3,5-5,0
– поршневые отсадочные машины	6,0-8,0
3. Концентрация руд на столах	1,5-2,5
4. Промывка руд:	
– наклонные корытные мойки	3,0-6,0
– скрубберы	1,0-2,0
– горизонтальные корытные мойки	1,0-2,0
– бутары	4,0-10,0
5. Гидравлическая классификация с получением трех нижних классов	0,5-1,5
6. Мокрое грохочение и обесшламливание на грохотах	1,0-2,5
7. Отмывка при обезвоживании на грохотах:	
– угольные концентраты	0,3-0,5
– угольные шламы	1,0
8. Смывка флотационных концентратов по желобам	0,5-1,5
9. Отмывка шламов перед обогащением в суспензиях:	
– руда	0,5-1,2
– уголь	0,4-0,8
10. Отмывка суспензии от продуктов обогащения:	
– руда	1,0-1,2
– уголь	0,8-1,2
11. Общий расход воды:	
– флотационные и мокрые магнитообогатительные фабрики	3,0-6,0

– углеобогатительные фабрики, применяющие отсадку	6,0-8,0
– углеобогатительные фабрики с обогащением в тяжелых суспензиях	1,2-2,0
– промывочные фабрики	4,0-8,0

Порядок расчета водно-шламовой схемы

1. Устанавливаются численные значения исходных показателей.
2. Для продуктов и операций с известными значениями R рассчитывается количество воды (W) по формуле:

$$W = R Q, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.1)$$

где R – отношение жидкого к твердому по массе в операции или в продукте; Q – количество твердого в операции или в продукте, т/ч;

Результаты расчетов заносятся во вспомогательную таблицу.

3. По уравнениям баланса определяется количество воды, добавляемое в отдельные операции или продукты, рассчитывается количество воды во всех продуктах схемы.

4. Рассчитываются значения R для всех продуктов.

5. Рассчитывается объем пульпы (V) для всех продуктов схемы по формуле:

$$V = Q \left(R + \frac{1}{\delta} \right), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.2)$$

где δ – плотность твердого в продукте, м³/т.

Результаты расчетов сводятся в таблицу.

6. Составляется баланс воды по фабрике, определяется общий и удельный расход воды.

Баланс воды на фабрике показывает равенство количества поступающей на фабрику и выходящей из нее воды:

$$W_1 + \Sigma(L) = \Sigma(W_k), \quad (4.3)$$

где W_1 – количество воды, поступающей с исходным питанием, м³/ч; $\Sigma(L)$ – суммарное количество воды, добавляемой в процесс, м³/ч; $\Sigma(W_k)$ – суммарное количество воды, уходящей из процесса с конечными продуктами, м³/ч.

Для выбора насосов для подачи воды на фабрику определяется общий расход воды:

$$L_{\text{общ}} = \Sigma(W_k) - W_1, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (4.4)$$

Удельный расход воды ($L_{\text{уд}}$) показывает сколько воды расходуется на переработку одной тонны исходной руды и рассчитывается по формуле:

$$L_{уд} = \frac{L_{общ}}{Q_{исх}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (4.5)$$

где $Q_{исх}$ – производительность по исходной руде, т/ч.

При наличии водооборота на фабрике расход свежей воды ($L_{св}$) определяется по формуле:

$$L_{св} = W_{общ} - \Sigma(W_{об}), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.6)$$

где $\Sigma(W_{об})$ – количество оборотной воды $\text{м}^3/\text{ч}$.

При определении общей потребности воды для обогатительной фабрики учитывается еще расход воды на смыв полов, промывку аппаратов и другие нужды. При проектировании принимается общее потребление воды фабрикой на 10-15 % больше потребления воды для технологических целей.

Пример расчета водно-шламовой схемы

Рассчитать водно-шламовую схему для операций измельчения, флотации и обезвоживания (рис. 2.12). Масса отдельных продуктов известна из предыдущих расчетов.

1. Устанавливаем численные значения исходных показателей.

Таблица 2.15

Исходные данные

Группа I Оптимальные значения R, которые необходимо обеспечить	Группа II Нерегулируемые значения R	Группа III Нормы расхода свежей воды в отдельных операциях
$R_I = 0,39$ $R_{IX} = 3,52$ $R_{IV} = 2,96$ $R_4 = 1,41$ $R_V = 3,58$ $R_6 = 2,70$ $R_{VI} = 4,03$ $R_{20} = 0,11$ $R_{VIII} = 1,02$	$R_1 = 0,03$ $R_{13} = 2,01$ $R_5 = 0,29$ $R_{15} = 1,46$ $R_7 = 0,20$ $R_{21} = 1,38$ $R_{10} = 1,36$	Для транспорта концентрата в сгуститель: $r_{15} = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}$

2. По формуле (4.1) рассчитываем количество воды для продуктов с известными значениями R. Расчет ведем во вспомогательной таблице (табл. 2.15).

3. Определяем количество воды, добавляемое в отдельные операции или продукты, рассчитываем количество воды во всех продуктах схемы по уравнениям баланса.

$$L_I = W_I - W_1 - W_5 - W_7 = 263,2 - 4,5 - 104,8 - 32,7 = 121,2 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{II} = W_4 + W_5 - W_1 = 423,4 + 104,8 - 263,2 = 265,0 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$\begin{aligned}
L_{III} &= W_6 + W_7 - W_4 = 405,0 + 32,7 - 423,4 = 14,3 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{11} &= W_{IV} - W_{10} = 566,5 - 27,6 = 538,9 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{14} &= W_V - W_{13} = 107,0 - 31,8 = 75,2 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
L_{IV} &= W_{IV} - W_{14} - W_{21} - W_6 = 566,5 - 75,2 - 37,3 - 405,0 = 48,6 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{19} &= W_{VIII} - W_{20} = 6,3 - 0,7 = 5,6 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
l_{15} &= r_{15} \cdot Q_{15} = 1,5 \cdot 6,2 = 9,3 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{17} &= W_{15} + l_{15} - W_{VIII} = 9,0 + 9,3 - 6,3 = 12,0 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{16} &= W_{VI} - W_{15} = 63,7 - 9,0 = 54,7 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
L_{VI} &= W_{VI} - W_{13} = 63,7 - 31,8 = 31,9 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
L_V &= W_V - W_{10} - W_{16} = 107,0 - 27,6 - 54,7 = 24,7 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
L_{IX} &= W_{IX} - W_{11} = 602,3 - 538,9 = 63,4 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{22} &= W_{11} + L_{IX} - W_{21} = 538,9 - 63,4 - 37,7 = 564,6 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_3 &= W_1 = 263,2 \text{ м}^3/\text{ч};
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
W_8 &= W_5 + W_7 = 104,8 + 32,7 = 137,5 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_2 &= W_1 + W_8 = 4,5 + 137,5 = 142,0 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{23} &= W_{14} + W_{21} = 75,2 + 37,7 = 112,9 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_9 &= W_6 + W_{23} = 405,0 + 112,9 = 517,9 \text{ м}^3/\text{ч}; \\
W_{12} &= W_{10} + W_{16} = 27,6 + 54,7 = 82,3 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad W_{18} = W_{VIII} = 6,3 \text{ м}^3/\text{ч}.
\end{aligned}$$

1. Рассчитываем значения R для всех продуктов.

2. По формуле 4.2 рассчитываем объем пульпы (V) для всех продуктов схемы. Плотность твердого в продуктах принять равной $3,0 \text{ м}^3/\text{т}$. Результаты всех расчетов заносим на рис 2.12.

3. Составляем баланс воды по фабрике (табл. 2.16), определяем общий и удельный расход воды.

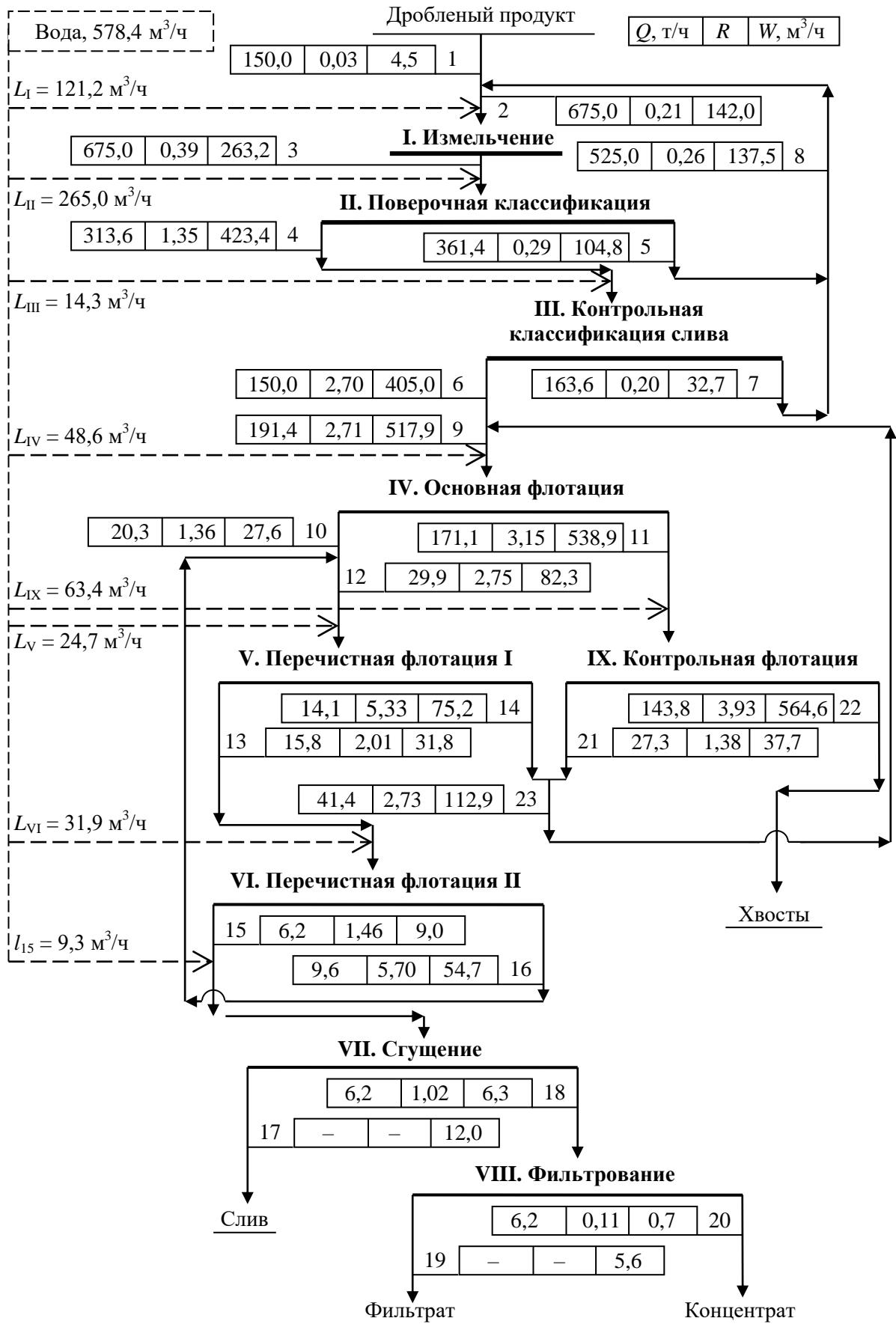


Рис. 2.12. Водно-шламовая схема

Таблица 2.16

Вспомогательная таблица для расчета водно-шламовой схемы

Номер операции или продукта	Q , т/ч	R	W , м ³ /ч	Номер операции или продукта	Q , т/ч	R	W , м ³ /ч
1	150,0	0,03	4,5	V	29,9	3,58	107,0
2	675,0	–	–	13	15,8	2,01	31,8
I	675,0	0,39	263,2	14	14,1	–	–
3	675,0	–	–	VI	15,8	4,03	63,7
II	675,0	–	–	15	6,2	1,46	9,0
4	313,6	1,35	423,4	16	9,6	–	–
5	361,4	0,29	104,8	VII	6,2	–	–
III	313,6	–	–	17	–	–	–
6	150,0	2,70	405,0	18	6,2	–	–
7	163,6	0,20	32,7	VIII	6,2	1,02	6,3
8	525,0	–	–	19	–	–	–
9	191,4	–	–	20	6,2	0,11	0,7
IV	191,4	2,96	566,5	IX	171,1	3,52	602,3
10	20,3	1,36	27,6	21	27,3	1,38	37,7
11	171,1	–	–	22	143,8	–	–
12	29,9	–	–	23	41,4	–	–

Таблица 2.17

Баланс воды на фабрике

Поступает	м ³ /ч	Выходит	м ³ /ч
1. Исходный продукт (W_1)	4,5	1. Слив сгущения (W_{17})	12,0
2. Измельчение (L_I)	121,2	2. Фильтрат (W_{19})	5,6
3. Пов. классификация (L_{II})	265,0	3. Концентрат (W_{20})	0,7
4. Контр. классификация (L_{III})	14,3	4. Хвосты (W_{22})	564,6
5. Основная флотация (L_{IV})	48,6		
6. Переч. флотация I (L_V)	24,7		
7. Переч. флотация II (L_{VI})	31,9		
8. Контр. флотация (L_{IX})	63,4		
9. Смыв концентрата (l_{15})	9,3		
Всего:	582,9	Всего:	582,9

Общий расход воды:

$$L_{\text{общ}} = L_I + L_{II} + L_{III} + L_{IV} + L_V + L_{VI} + L_{IX} + l_{15} = \\ = 121,2 + 265,0 + 14,3 + 48,6 + 24,7 + 31,9 + 63,4 + 9,3 = 578,4 \text{ м}^3/\text{ч};$$

Удельный расход воды:

$$L_{\text{уд}} = \frac{L_{\text{общ}}}{Q_1} = \frac{578,7}{150,0} = 3,86 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Задание: выполнить расчет водно-шламовой схемы (рис. 4.1), массы продуктов принять из примера, массу исходного продукта принять из расчета схемы измельчения. Исходные данные для расчета приведены в ПРИЛОЖЕНИИ В.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №8
ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ
СПЕЦИАЛЬНОГО МЕТОДА ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ

Фотометрическая сепарация

При фотометрической сепарации используется высокая отражательная и рассеивающая способность алмазов, резко отличающая их от сопутствующих минералов. В этом процессе на алмазосодержащий материал направляется пучок света, который, отражаясь, попадает на фотоэлемент, представляющий собой часть электрической цепи. В цепи возбуждается ток и срабатывает автоматическое устройство, позволяющее отделить алмазы с некоторым количеством зерен пустой породы от материала, не содержащего алмазы.

Впервые фотометрический сепаратор был испытан в производственных условиях на руднике «Премьер» (ЮАР), где алмазы извлекают из кимберлитов, а затем на предприятии фирмы КДМ, где алмазы встречаются в аллювиальных песках.

Исследовательской лабораторией в Йоганнесбурге разработана установка с сепаратором для извлечения крупных алмазов. Она состоит из бункера для исходного материала, конвейера с резиновой лентой, ленточного питателя, обеспечивающего равномерное распределение на ленте обрабатываемого материала при достаточном расстоянии между частицами алмазов и породы. На пути от бункера к световому потоку располагается экран, заслоняющий световой поток, который падает на движущийся по ленте материал от оптической системы, воспринимающей свет, отраженный поверхностями алмазов. Частично свет отражают и некоторые минералы пустой породы, но его интенсивность очень мала и при достаточно больших расстояниях между частицами этих минералов оптическое устройство не приводит в действие исполнительный механизм.

Люминесцентная сепарация

Люминесцентная сепарация – это метод разделения, основанный на избирательной способности алмазов излучать видимый свет – люминесцировать. Явление люминесценции алмазов складывается из двух процессов – поглощения возбуждаемой энергии и ее излучения. Люминесценция алмазов возбуждается поглощением ультрафиолетового, рентгеновского и гамма-излучения, а также бомбардировкой частицами

высокой энергии (катодными лучами, бета- и альфа-частицами). Для извлечения алмазов практическое применение нашли рентгенолюминесценция и радиолюминесценция.

Причина люминесценции алмазов до сих пор точно не установлена. Принято считать, что она обусловлена примесями, присутствующими в кристаллической решетке алмаза, но этой точке зрения противопоставляются соображения индийских физиков, которые объясняют люминесценцию алмазов особенностью их структуры.

Цвет и интенсивность рентгенолюминесценции отличаются у различных алмазов. Цвет изменяется от голубого и желтого до розового. С увеличением размера кристаллов алмаза интенсивность свечения повышается, но встречаются алмазы, не подчиняющиеся этой закономерности. Черные, непрозрачные алмазы (баллас, карбонадо), состоящие из мелких, беспорядочно ориентированных кристаллов, не люминесцируют.

В простейшем виде люминесцентная сепарация осуществляется в аппарате с визуальным обнаружением алмазов, светящихся в рентгеновских лучах, и ручным удалением кристаллов.

В автоматически действующих рентгенолюминесцентных сепараторах вместо визуального обнаружения и ручного удаления алмазов с транспортной ленты применяется фотоэлектронный умножитель, преобразовывающий световой импульс люминесценции в электрический, и исполнительный механизм, отбрасывающий светящиеся кристаллы алмаза в приемник.

Работа люминесцентного сепаратора основана на использовании избирательной люминесценции алмазов при возбуждении их источником ионизирующего излучения. Световая вспышка усиливается фотоумножителем, и электрический импульс заставляет срабатывать механическое устройство, отделяющее алмаз и некоторое количество породы в приемник.

Наряду с алмазами люминесцируют и некоторые сопутствующие минералы (циркон, шеелит, разновидности кальцита и др.). Количество световых вспышек на сепараторе поэтому обычно превышает количество содержащихся в материале кристаллов алмаза. В связи с этим выход концентрата увеличивается. В случае большого количества других люминесцирующих минералов этот метод извлечения алмазов становится непригодным.

На обогатительных фабриках АК «Алмазы России – Саха» рентгенолюминесцентной сепарацией получают алмазы в количестве, определяющем более 90 % стоимости товарной продукции.

Эффективность применения РЛ-сепараторов российского производства определяется низкими затратами на обогащение руды крупностью +5 мм,

высокими показателями извлечения алмазов, степенью сокращения руды и автоматизации технологического процесса, экологической чистотой технологии. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов показана на рис. 2.13.

Спецификой северных условий является необходимость разогрева мерзлых руд перед обогащением, который осуществляется в мельницах самоизмельчения. Процесс рудоподготовки заканчивается формированием потоков мокрой руды различных классов крупности. Добыча алмазов из руды крупностью +5 мм производится с применением только РЛ-сепараторов. При добыче алмазов из руды крупностью –5 мм РЛ-сепараторы используют на стадиях предварительной и окончательной доводки, в перечистных и контрольных операциях.

Основным направлением дальнейшего развития и совершенствования РЛ-сепарации алмазосодержащих руд с целью снижения эксплуатационных затрат и повышения качества продукции является создание гибких, управляемых, адаптируемых к изменению свойств обогащаемой руды и условиям эксплуатации РЛ-сепараторов повышенной производительности, селективности, надежности и стабильности работы.

Повысить эффективность селективности процесса сепарации можно за счет использования различий в кинетике рентгенолюминесценции сепарируемых минералов.

Для этого устройство содержит транспортирующий механизм, источник импульсного возбуждения, фотоприемник, установленный со стороны падающего рентгеновского излучения или со стороны, противоположной падающему рентгеновскому излучению, выход которого соединен с входом блока выработки сигналов интенсивности люминесценции, блок выработки команд с исполнительным механизмом. При этом оно снабжено блоком вычисления величины соотношения компонента люминесценции, один вход которого соединен с выходом источника импульсного возбуждения, выход соединен с входом блока выработки команд с исполнительным механизмом, а второй вход соединен с выходом блока обработки сигналов интенсивности люминесценции.

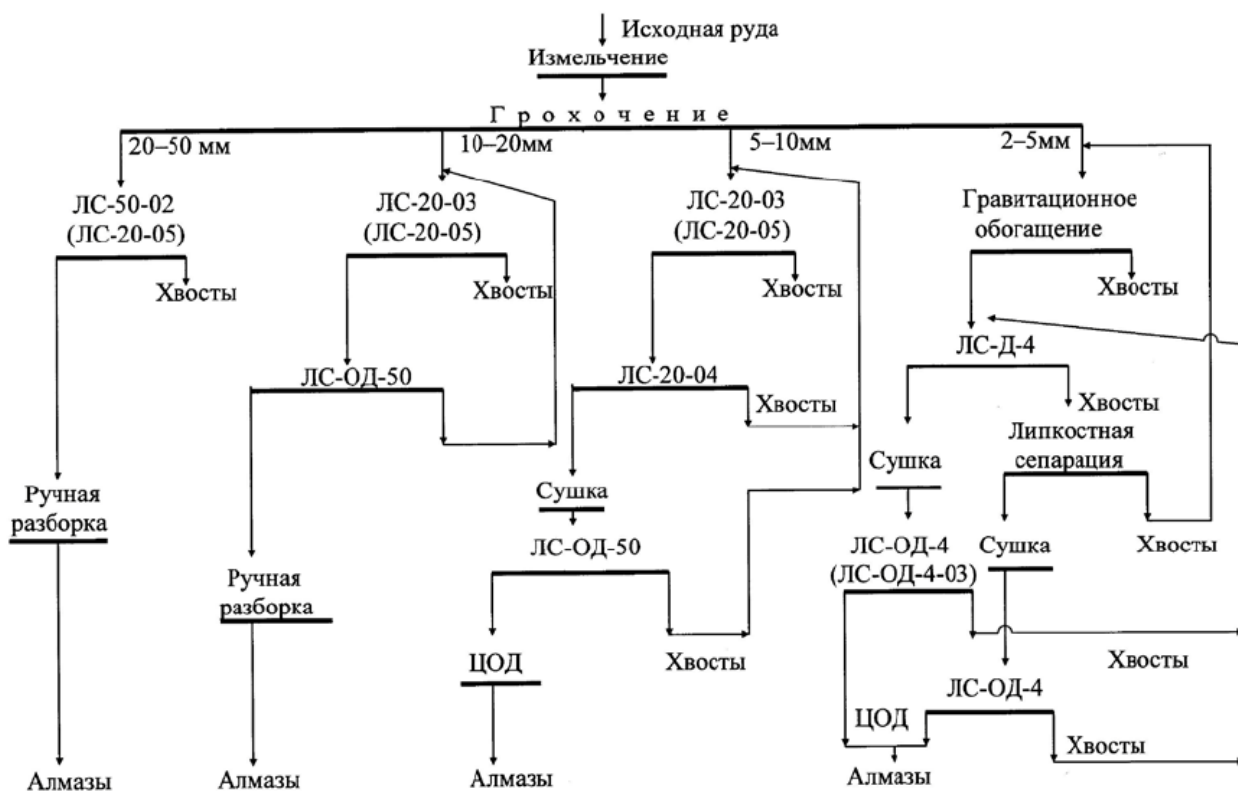


Рис. 2.13. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов

В течение последних 20 лет более 600 установок, созданных ПО «Буревестник» на основе рентгеновского излучения, использованы в ПО «Якуталмаз», а также большое количество продано за пределы России.

В ПО «Якуталмаз» применяются все виды выпускаемых нашей промышленностью рентгенолюминесцентных сепараторов (таблица 2.14). В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологическим условиям.

В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологиям.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №10

ТЕМА: РАСЧЕТ ТЕХНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ И КОЛИЧЕСТВА ГРОХОТОВ

Из большого числа конструкций грохотов заслуживают рассмотрения следующие: неподвижные колосниковые, валковые, эксцентриковые одновальные с круговыми качаниями короба в вертикальной плоскости, инерционные с круговыми или эллиптическими вибрациями короба в вертикальной плоскости, вибрационные горизонтальные с прямолинейными вибрациями короба под углом к плоскости решёта, резонансные механические и электровибрационные, а также дуговые сита.

Площадь решётки колосникового грохота можно определить по эмпирической формуле

$$F = \frac{Q}{2,4 \cdot a}$$

где, F- площадь решётки грохота, м²

Q- часовая производительность грохота по питанию, т/ч

a- ширина щели между колосниками, мм

Производительность гирационных и вибрационных грохотов ориентировочно может быть определена по формуле

$$Q = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p$$

где, Q- производительность грохота, т/ч

F- рабочая площадь сита, м²

q- удельная производительность на 1 м² поверхности сита, м³/ч (табл.18)

δ- насыпной вес материала, т/м³

k, l, m, n, o и p- поправочный коэффициенты (табл.2.19)

Таблица 2.18. Удельная производительность q на 1 м² поверхности сита гирационных и вибрационных грохотов

Размер отверстий сита, мм	0,16	0,2	0,3	0,4	0,6	0,8	1,17	2,0	3,15	5
q, м ³ /м ² ч	1,9	2,2	2,5	2,8	3,2	3,7	4,4	5,5	7,0	11
Размер	8	10	16	20	25	31,5	40	50	80	100

отверстий сита, мм										
q, м ³ /м ² ч	17	19	25,5	28	31	34	38	42	56	63

Производительность двухситных грохотов рассчитывается по верхнему и нижнему ситам.

При определении требуемой площади нижнего сита для выбора коэффициентов **k** и **l** надо знать содержание в питании зерён размером меньше половины отверстий сита и избыточных зерён размером больше отверстий сита.

Обозначаем:

α_1 и α_2 – размер отверстий верхнего и нижнего сит, мм

$\beta^{-\alpha_1}, \beta^{-\alpha_2}, \beta^{-\frac{\alpha_2}{2}}$ - содержания классов $-\alpha_1, -\alpha_2$ и $-\alpha_2/2$ в исходном материале, поступающем на грохот (на верхнее сито), в долях единицы;

$\beta_1^{+\alpha_1}, \beta_1^{-\frac{\alpha_2}{2}}$ - содержание классов $+\alpha_2$ и $-\alpha_2/2$ в материале, поступающем на нижнее сито, в долях единицы;

E - эффективность грохочения по классу $-\alpha_1$ на верхнем сите, в долях единицы;

γ -выход материала, поступающего на нижнее сито (по отношению к исходному материалу) в долях единицы.

Тогда

$$\gamma = \beta^{-\alpha_1} E$$

Эффективность грохочения по классу $\alpha_2/2$ и α_2 на верхнем сите в большинстве случаев близка к единице, поэтому:

$$\beta_1^{+\alpha_1} = \frac{\beta^{-\alpha_1} E - \beta^{-\alpha_2}}{\beta^{-\alpha_1} E}$$

$$\beta_1^{-\frac{\alpha_2}{2}} = \frac{\beta^{-\frac{\alpha_2}{2}}}{\beta^{-\alpha_1} E}$$

При расчёте двухситных грохотов эффективная рабочая площадь нижнего сита принимается равной 0,7 F, где F рабочая площадь верхнего сита. Введение коэффициента 0,7 объясняется неполным использованием нижнего сита в процессе грохочения, так как питание поступает не только в начале сита, но и по всей его длине.

Если по кондициям на товарные сорта обусловлено предельное загрязнение нижним классом верхнего продукта грохота, то при расчётах предварительно определяется требуемая эффективность грохочения по формуле

$$E = \frac{\beta - \beta_1}{(1 - \beta_1)\beta}$$

где β_1 - допустимое содержание нижнего класса в верхнем продукте.

Все значения β и E даны в долях единицы.

Как при операциях грохочения, так и при операциях обезвоживания имеет большое значение угол наклона грохота, определяющий скорость движения материала по сити грохота и толщину постели на сите. Толщина постели и скорость движения материала связаны уравнением

$$h = \frac{P}{3,6 \cdot \delta \cdot B \cdot v}$$

где h -толщина постели, мм

P - количество материала, проходящего через рассматриваемое сечение постели, т/ч

δ -насыпное вес постели, т/м³

B - ширина постели, равная ширине грохота, м

v - скорость движения материала по грохоту, м/сек.

Оптимальный угол наклона может быть найден только экспериментальным путём. Чтобы была возможность на практике установить грохот под оптимальным уклоном (неизвестном в момент проектирования), при компоновке оборудования необходимо предусматривать возможность установки грохота под максимальным углом наклона.

Таблица 2.19. Значения поправочных коэффициентов к формуле (14)

коэффициент	Условия грохочения, учитываемые коэффициентами	Условия грохочения и числовые значения коэффициентов											
		0	10	20	30	40	50	60	70	80	90		
k	Влияние мелочи	Содержание в питании зёрен размером меньше половины отверстий сита, %											
		Значения k	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
l	Влияние крупных зёрен	Содержание избыточных зёрен в питании, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90	
		Значения l	0,94	0,97	1,0	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,36	

m	Эффективность грохочения	Эффективность грохочения, %	40	50	60	70	80	90	92	94	96	98
		Значения m	2,3	2,1	1,9	1,6	1,3	1,0	0,9	0,8	0,6	0,4
n	Форма зёрен и материал	Форма зёрен	Дробленый материал разный (кроме угля)			Зёрна округленной формы (например, морская галька)			Уголь			
		Значения n	1.0			1.25			1.5			
o	Влиянию влажность	Влажность материала	Для отверстий сита меньше 2,5мм						Для отверстий сита больше 2,5мм			
			Сухой	Влажность		комкующийся		В зависимости от влажности				
		Значения o	1,0	0,75-0,85		0,2-0,6		0,9-1,0				
p	Способ грохочения	Грохочение	Для отверстий сита меньше 25мм						Для отверстий сита больше 25мм			
		Значения p	Сухое	Мокрое (с орошением)					Любое			
			1,0	1,25-1,40					1,0			

Выбранные по расчёту вибрационные грохоты для углей следует проверять по практическим нагрузкам. Полученные по расчёту удельные нагрузки не должны превышать нагрузки, приведенные в табл. 2.20

Таблица 2.20. Средняя удельная производительность вибрационных и резонансных грохотов при грохочении углей

Размер отверстий сита, мм	0,5	1	3	6	8	10	13	10	25	30	35	50
При сухой классификации перед обогащением, т/м ² ч	-	-	4,9	8,0	9,8	11,5	14,4	18,8	22,0	24,6	27,7	35,6
Мокрой классификации и классификации с промывкой, т/м ² ч	4,9	6,0	8,3	10,3	11,2	11,9	13,2	14,6	15,7	-	-	-

Резонансные механические грохоты применяются для классификации углей на ситах с отверстиями до 25мм и для обезвоживания.

Производительность грохотов следует рассчитывать по удельным нагрузкам.

Резонансные электровибрационные грохоты могут применяться для крупного, среднего и мелкого грохочения.

Дуговые (криволинейные) сита предназначены для мокрого грохочения и обезвоживания мелкого материала, в подрешётный продукт можно выделять класс мельче 3,0-0,2мм. Эффективность грохочения по номинальной крупности на дуговых ситах примерно следующая:

На ситах с отверстиями 1мм 90%
0,7-0,3мм 70%
0,3мм 35%

Подостатки дуговых сит – короткий срок службы (на углеобогатительных фабриках 600-4000 ч), повышенная влажность верхнего продукта (45-50%

твёрдого по объёму). Дуговые сита могут работать при подаче пульпы на сита с небольшим подпором и под напором.

На углеобогатительных фабриках дуговые сита применяются: для обесшламливания мелкого угля по классу 0,5мм (щель около 1мм) перед отсадочными машинами; для обезвоживания мелкого концентрата отсадочных машин или других сильно обводнённых продуктов, при этом верхний продукт сита направляется для окончательного обезвоживания на вибрационные грохоты и центрифуги; для выделения крупных зёрен из шламистых материалов, например из фугата или хвостов флотации.

На обогатительных фабриках с процессом обогащения в тяжёлых суспензиях дуговые сита можно использовать для отделения основной массы суспензии от продуктов обогащения. Известны случаи применения дуговых сит в замкнутом цикле с шаровыми мельницами при измельчении калийных солей перед флотацией.

Размер щелевидных отверстий в дуговых ситах зависит от крупности разделения, т.е. от размера максимального зёрна, выделяемого в нижний продукт грохота.

Требуемая крупность разделения, мм 0,2 0,3 0,4 0,5 0,6 0,8 1,0 1,5
2,0 2,5 3,0

Рекомендуемая ширина щелевидных
отверстий сита, мм 0,6 0,7 0,85 1,0 1,1 1,4 1,6 2,2
2,5 3,0 3,2

Пульпа обычно подаётся на сито под напором 0,7-2,5м вод. ст., скорость подачи на сито примерно 3м/сек. Указанные соотношения ширины отверстий сита и крупности разделения относятся к данным условиям. Но сита могут работать при более низких, а также и при более высоких скоростях подачи на них пульпы.

Обычные размеры дуговых сит: радиус кривизны 500-600мм, центральный угол 90^0 , площадь 1м^2 . удельная производительность дугового с отверстиями 0,3-0,7мм $70-150\text{м}^3/\text{ч}\cdot\text{м}^2$ по исходной пульпе.

Объёмная производительность дугового сита по исходной пульпе, используемого для классификации и работающего под напором, прямо пропорциональна площади живого сечения сита и скорости подачи пульпы.

$$Q=160\cdot F\cdot v, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где F -площадь живого сечения сита, м^2 .

v - скорость подачи пульпы на сито, м/сек.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №11

ТЕМА: РАСЧЕТ ТЕХНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ И КОЛИЧЕСТВА ДРОБИЛОК

Выбор и расчёт оборудования для дробления.

Выбор типа и размера дробилок для крупного и среднего дробления зависит от физических свойств полезного ископаемого, требуемой производительности дробилки и крупности дробленого продукта. Из физических свойств полезного ископаемого имеют значение твёрдость и вязкость, крупность максимальных кусков.

Дробление твёрдых и средней твёрдости полезных ископаемых. Для первого приёма крупного дробления применяют щековые или конусные дробилки крупного дробления (типа ККД) и для второго приёма – конусные редуцирующие дробилки (типа КРД). Выбранная дробилка должна обеспечивать требуемую производительность при запроектированной крупности дробленого продукта. Ширина пасти дробилки должна быть на 10-15% больше размера наибольших кусков в питании. При выборе необходимо произвести сравнение щековой и конусной дробилок по установочной мощности, весу, стоимости и удобству размещения оборудования.

Размер дробилок выбирается по каталогам заводов – изготовителей. Дробилку для первой стадии дробления следует выбирать таких размеров, чтобы необходимая производительность обогатительной фабрики обеспечивалась одной дробилкой.

В каталогах производительность дробилок даётся обычно для руд средней крупности с насыпным весом $1,6 \text{ т/м}^3$ и при условии, что размер наибольших кусков в питании равен $0,8-0,9B$, где B – ширина пасти дробилки. Для руд с другими физическими свойствами могут быть введены поправки – на крепость (дробимость) руды, на насыпной вес руды, на крупность руды.

Поправка на дробимость $k_{др}$ берётся по табл.2.10

Таблица 2.21. Поправочный коэффициент на дробимость руды $k_{др}$ при определения производительности конусных дробилок.

Категория крепости руд	Временное сопротивление на сжатие σ , кГ/см^2	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова	Коэффициент дробилки $k_{др}$	
			по нормам института Механобра	по формуле Левенсона-Клюева
Твёрдые	1800-2000 и более	18-20	0,9	0,97
Средней твёрдости	1400-1800	14-18	1,0	1,0
Мягкие	1000-1400	10-14	1,1	1,03
	600-1000	6-10	1,2	1,08

Из формулы производительности щековых дробилок Левенсона – Клюева следует, что

$$k_{dp} = \left(\frac{\sigma_{эт}}{\sigma} \right)^{0,11}$$

где, $\sigma_{эт}$ - временное сопротивление на сжатие руды средней твёрдости ($\sigma_{эт}=1600$ кГ/см²);

σ - временное сопротивление на сжатие руды, для которой определяется производительность дробилки.

Поправка на насыпной вес вычисляется по формуле

$$k_{\delta} = \frac{\delta_n}{1,6} \approx \frac{\delta}{2,7}$$

где, k_{δ} - поправочный коэффициент

δ_n - насыпной вес руды, т/м³

δ – плотность руды (в монолите), т/м³

1,6 и 2,7 – насыпной вес и плотность средней руды.

Поправка на крупность питания по Левенсону – Клюеву определяется по формуле

$$k_{кр} = \left(\frac{0,85}{a} \right)^{0,2}$$

где, $k_{кр}$ - поправочный, коэффициент на крупность;

0,85-максимальная допустимая крупность руды в питании в долях ширины пасти дробилки;

a – наибольшая крупность кусков в дробимом продукте в долях ширины пасти дробилки.

Значения $k_{кр}$ приведены в табл.2.22

Таблица 2.22. Значения $k_{кр}$

a - крупность наибольших кусков в питании в долях ширины пасти дробилки	0,85	0,6	0,4	0,3
$k_{кр}$ -поправочный коэффициент на крупность руды	1,0	1,07	1,16	1,23

С учётом всех поправок производительность дробилки определяются по формуле

$$Q = Q_k k_{др} k_{\delta} k_{кр}$$

где Q – производительность дробилки, т/ч;

Q_k – производительность дробилки по каталогу, т/ч;

Практически поправки вводятся только в тех случаях, когда свойства дробимого материала значительно отличаются от свойств средней руды.

Производительность щековых и конусных дробилок крупного дробления для руд средней крепости с насыпным весом $1,6 \text{ т/м}^3$ приближенно могут быть подсчитаны по формулам

$$Q=q_{\text{щ}}Li, \text{ т/ч (для щековых дробилок) (5)}$$

$$Q=q_k i, \text{ т/ч (для конусных дробилок) (6)}$$

где, $q_{\text{щ}}$ - удельная производительность щековых дробилок на 1 см^2 площади разгрузочной щели, $\text{т/см}^2 \cdot \text{ч}$;

L – длина разгрузочной щели щековой дробилки, см;

i – ширина разгрузочной щели, см;

q_k - удельная производительность конусной дробилки на 1 см ширины разгрузочной щели, $\text{т/см} \cdot \text{ч}$;

Значения $q_{\text{щ}}$ и q_k приведены в табл 2.23

Таблица 2.23. Удельная производительность щековых и конусных дробилок крупного дробления (по В.А. Олевскому)

Щековые дробилки с простым качанием щеки		Конусные дробилки крупного дробления		
основные размеры, мм	$q_{\text{щ}}, \text{ т/см}^2 \cdot \text{ч}$	тип дробилки	основные размеры, мм	$q_k, \text{ т/см} \cdot \text{ч}$
600x900	0,11	ККД	500/75	24
900x1200	0,11	ККД	900/160	42-50
1200x1550	0,13	ККД	1200/150	60
1500x2100	0,13	ККД	1500/180	105
2100x2500	0,13	ККД	1500/180	139
		КРД	500/60	63
		КРД	700/75	93
		КРД	900/100	115

Среднее и мелкое дробление твёрдых и средней твёрдости руд обычно производится в конусных дробилках среднего и мелкого дробления (типов КСД и КМД).

Выбор этих дробилок производится по каталогам и справочникам. Поскольку в каталогах даётся производительность для средней руды, то вводятся поправки на дробимость, на насыпной вес и крупность руды (табл. 2.24)

Таблица 2.24. Поправочный коэффициент на крупность руды $k_{кр}$ при определении производительности конусных дробилок для среднего и мелкого дробления

Дробилки типа КСД			Дробилки типа КМД		
Отношение $\frac{i}{B}$	Значения $k_{кр}$		Отношение $\frac{i}{B}$	Значения $k_{кр}$	
	по данным В.А. Олевского	по формуле Левенсона-Клюева		по данным В.А. Олевского	по формуле Левенсона-Клюева
0,6	0,9-0,96	0,98	0,4	0,85-0,90	0,90
0,55	1,0	1,0	0,25	1,0	1,0
0,4	1,15-1,22	1,07	0,15	1,2-1,25	1,11
0,35	1,22-1,28	1,10	0,075	1,4-1,5	1,28

Проектная производительность дробилок типа КСД и КМД при открытом цикле дробления для руд средней твёрдости с насыпным весом $1,6 \text{ т/м}^3$ может быть приближенно подсчитана по средним нормам удельной производительности на 1 см ширины разгрузочной щели по формуле:

$$Q=q \cdot i$$

где Q - производительность дробилки, т/ч
 q - удельная производительность, т/см·ч
 i -ширина разгрузочной щели, см

Значения удельной производительности при дроблении средних руд приведены в табл. 2.25

Таблица 2.25. Удельная производительность конусных дробилок типа КСД и КМД при дроблении средних по крепости и крупности руд насыпным весом $1,6 \text{ т/м}^3$ в открытом цикле.

Дробилка типа КСД	т/см·ч	Дробилка типа КМД	т/см·ч
КСД-600 (А и Б)	16	-	-
КСД-900 (А и Б)	32	-	-
КСД-1200 (А и Б)	55	КМД-1200	95
КСД-1750 (А и Б)	95	КМД-1750	180
КСД-2200 (А и Б)	180	КМД-2200	330
КСД-2500 (А и Б)	210*	КМД-2500	430*
КСД-3000 (А и Б)	280*	КМД-3000	620*

При работе конусных дробилок мелкого дробления в замкнутом цикле производительность по питанию дробилки будет больше, чем при открытом цикле, так как возвращаемый в дробилку оборотный продукт понижает среднюю крупность поступающего в дробилку материала.

Производительность конусной дробилки мелкого дробления, работающей в замкнутом цикле, средних руд может быть подсчитана по формуле

$$Q=K_{ц} \cdot q \cdot i$$

где Q-производительность по поступающему в дробилку материалу, т/ч
K_ц- коэффициент крупности для замкнутого цикла дробления (1,3-1,4)
q-удельная производительность дробилки в открытом цикле
i-ширина разгрузочной щели, см.

Производительность одновалковых зубчатых дробилок берётся из каталогов. Производительность двухвалковой дробилки может быть приближенно подсчитана по формуле

$$Q=60 \cdot \pi \cdot D \cdot L \cdot d \cdot n \cdot \delta \cdot k \text{ т/ч}$$

где D и L – диаметр и длина валков, м
d- максимальная крупность кусков в дробленом продукте, м
n- число оборотов валков в минуту
δ-плотность дробимого продукта в монолите, т/м³
k- коэффициент разрыхления дробленного продукта на выходе из дробилки (k=0,1-0,3).

По условиям захвата диаметр валков должен быть в 2,2-2,5 раза больше размера максимальных кусков в питании.

Производительность молотковых и роторных дробилок рассчитывается по двум методам: как дробящего аппарата и как транспортирующего аппарата. Первая производительность определяется по формуле

$$Q_1 = \frac{3,16 \cdot N \cdot \eta \cdot \sqrt{D \cdot d}}{\omega \cdot (\sqrt{D} - \sqrt{d})}$$

где N – мощность установленного электродвигателя, кВт
η - отношение потребляемой мощности к установленной (η= 0,8÷0,95)
D и d – крупности в мм исходного и дроблёного продуктов, определяемые как длины сторон квадратных отверстий, через которые проходит 80% продукта
ω- индекс работы – расход энергии на дробление и измельчение полезного ископаемого от бесконечного массива (D=∞) до 80% -0,1мм, кВт·ч/т

Затрата энергии на дробление от $D=\infty$ до D_1 мала по сравнению с затратой на дробление и измельчение от D_1 до 80% - 0,1мм. Поэтому с достаточной точностью значение ω можно определять как затрату энергии на дробление и измельчение полезного ископаемого от D_1 до 80% - 0,1мм, где D_1 - максимальная крупность кусков руды, поступающей на фабрику.

Если из практических данных известно значение ω_3 для какой-либо эталонной руды, то значение ω для любой другой руды может быть определено по результатам опытом сравнительного измельчения руд в лабораторной шаровой мельнице в замкнутом цикле при циркулирующей нагрузке 250%

$$\omega = \omega_3 \left(\frac{P_3}{P} \right)^{0,82} = \omega_3 \left(\frac{t}{t_3} \right)^{0,82}$$

где p_3 и p – производительности по вновь образованному продукту –0,1мм при измельчении эталонной и исследуемой руды до 80% - 0,1мм

t и t_3 – время, потребное для измельчения одинаковых количеств исследуемой и эталонной руды до 80%-0,1мм.

Если отношение t/t_3 находится в пределах 0,5-2,0 то значение ω с достаточной точностью можно определять по упрощенной формуле

$$\omega = \omega_3 \frac{t}{t_3}$$

Производительность однороторных дробилок с закреплёнными билами как транспортирующих аппаратов (т.е. пропускная способность дробилок) подсчитывается по формуле [7]

$$Q_2 = 137 \cdot D^{1,5} \cdot L \cdot \delta_n \text{ т/ч}$$

где D и L – диаметр и длина ротора, м

δ_n – насыпная плотность дробимого материала, т/м³

Пример 1.

Определить производительность дробилки СМ-790 ($D \times L = 1220 \times 1400$ мм, мощность электродвигателя 320 кВт) при дроблении апатитовой руды от крупности 80% - 250мм до 80% - 20мм, насыпная плотность руды $\delta_n = 1,6$ т/м³, $\omega = 12$ кВт·ч/т.

а) Определение производительности дробилки как дробящего аппарата

$$Q_1 = \frac{3,16 \cdot N \cdot \eta \sqrt{D \cdot d}}{\omega \cdot (\sqrt{D} - \sqrt{d})} = \frac{3,16 \cdot 320 \cdot 0,9 \cdot \sqrt{250 \cdot 20}}{12 \cdot (\sqrt{250} - \sqrt{20})} = 476 \text{ т/ч}$$

б) Определение пропускной способности дробилки

$$Q_2 = 137 \cdot D^{1,5} \cdot L \cdot \delta_H = 137 \cdot 1,22^{1,5} \cdot 1,4 \cdot 1,6 = 412 \text{ т/ч}$$

Лимитирующей производительностью является вторая, поэтому принимаем $Q = 412$ т/ч

Пример 2.

Определить производительность дробилки СМ-790 при крупности дроблёного продукта 80%-15мм, остальные условия – прежние.

а) Определение производительности дробилки как дробящего аппарата

$$Q_1 = \frac{3,16 \cdot N \cdot \eta \cdot \sqrt{D \cdot d}}{\omega \cdot (\sqrt{D} - \sqrt{d})} = \frac{3,16 \cdot 320 \cdot 0,9 \cdot \sqrt{250 \cdot 15}}{12 \cdot (\sqrt{250} - \sqrt{15})} = 393 \text{ т/ч}$$

б) Пропускная способность дробилки такая же, как в примере 1, т.е. $Q_2 = 412$ т/ч.

Лимитирующей производительностью является первая, поэтому принимаем $Q = 393$ т/ч.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №12

ТЕМА: РАСЧЕТ ТЕХНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ И КОЛИЧЕСТВА МЕЛЬНИЦЫ

Выбор и расчёт оборудования для измельчения

Выбор типа мельниц. Вначале следует решить вопрос о том, будут ли применяться мельницы со стальными дробящими телами или мельницы бесшарового измельчения. Этот вопрос решается технико-экономическим сравнением вариантов схем дробления и измельчения. Относительные достоинства и недостатки схем с применением бесшарового измельчения и варианты, подверженные технико-экономическому.

Из мельниц со стальными дробящими телами на обогатительных фабриках и гидрометаллургических заводах преимущественно применяются: шаровые с разгрузкой через решётку, шаровые с центральной разгрузкой.

Стержневые мельницы дают более высокую по сравнению с шаровыми производительность при измельчении до 1—3 мм, но они не могут эффективно работать, когда требуется получить более мелкий продукт. Эти мельницы широко применяются при грубом измельчении (до 0,5—3 мм) мелковкрапленных руд, обогащаемых гравитационными и магнитными процессами, например руд редких и черных металлов, а также в первой стадии измельчения при двухстадиальном измельчении полезных ископаемых. В прочих случаях более эффективно работают шаровые мельницы.

Из шаровых мельниц наиболее распространены мельницы с разгрузкой через решетку. Они более производительны и выдают измельченный продукт с меньшим содержанием шламов, чем мельницы с центральной разгрузкой. Удельная производительность мельниц с разгрузкой через решетку на 10—15% выше производительности мельниц с центральной разгрузкой; из практики известны случаи, когда при переходе от центральной разгрузки к разгрузке через решетку удельная производительность мельницы возрастала на 30% и более.

Недостатком мельниц с разгрузкой через решетку является сравнительная сложность их конструкции и поэтому более высокая стоимость на единицу веса и на единицу полезного объема.

Недостатки мельниц с центральной разгрузкой — меньшая удельная производительность и более сильное ошламование измельчаемых продуктов. Мельницы с центральной разгрузкой должны устанавливаться в тех случаях, когда переизмельчение продукта является полезным для последующей его обработки, например при цианировании золотых руд с весьма тонкой

вкрапленностью золота или при измельчении очень тонковкрапленных промпродуктов.

Определение производительности мельниц. Производительность шаровых и стержневых мельниц зависит от многих условий: измельчаемости руды; крупности исходного и конечного продуктов; типа и размера мельницы; формы футеровки; заполнения мельницы дробящей средой; гранулометрического состава, формы, плотности и твердости дробящих тел; числа оборотов барабана мельницы; отношения $J : T$ в питании мельницы; величины циркулирующей нагрузки; заполнения мельницы пульпой; эффективности работы классифицирующего устройства.

Так как измельчаемость руд и другие условия могут изменяться в очень широких пределах, то производительность мельниц определяют не по каталогам и справочникам, а расчетом.

Наиболее часто применяются два метода расчета производительности мельницы — по удельной производительности и по эффективности измельчения. Удельную производительность определяют по исходной руде или чаще — по вновь образуемому расчетному классу (обычно — 0,074 мм) на единицу объема барабана мельницы, а затем подсчитывают общую производительность мельницы.

Эффективность измельчения определяют в тоннах готового продукта или чаще в тоннах вновь образуемого расчетного класса на 1 *квт* • ч затраченной энергии, а затем, с учетом потребляемой мельницей мощности, подсчитывают общую производительность мельницы. При определении удельной производительности и эффективности измельчения проектируемой мельницы исходят из практических показателей, полученных на какой-либо действующей обогатительной фабрике, где мельницы работают в условиях, близких к оптимальным, а свойства руды и процесс измельчения в достаточной мере стабильны.

Расчет мельницы по удельной производительности

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу определяется по формуле

$$q = q_1 \cdot K_{И} \cdot K_{К} \cdot K_{D} \cdot K_{T}$$

где, q - удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу, $t/m^3 \cdot ч$;

q_1 - удельная производительность работающей мельницы потому же классу, $t/m^3 \cdot ч$;

$K_{И}$ - коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды;

$K_{К}$ - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках;

K_{D} –коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и работающей мельниц;

$K_{Т}$ – коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и работающей мельниц.

Различия для остальных условий работы проектируемой и работающей мельниц (число оборотов барабана мельницы, параметры, дробящей среды, циркулирующая нагрузка, эффективность работы классификатора и пр.) обычно не учитываются, так как предполагается, что проектируемая мельница будет отрегулирована на оптимальный режим работы, близкий к режиму работающей мельницы. Если действующая мельница работает не в оптимальных условиях, то указанный метод расчета приводит к созданию некоторого резерва производительности проектируемой мельницы. Для точных подсчетов в этом случае требуется введение дополнительных поправок.

Значения коэффициента $K_{И}$ определяются опытным путем (можно в лабораторных условиях) как отношение производительности мельницы по вновь образуемому расчетному классу при измельчении исследуемой руды к производительности той же мельницы по тому же классу при измельчении принятой для сравнения «эталонной» руды. В обоих случаях крупность руды, содержание расчетного класса в измельченном продукте и режимы измельчения а должны быть одинаковы.

Значения коэффициента $K_{К}$ определяются по формуле

$$K_{К} = \frac{m_2 m_4}{m_1 m_3}$$

где m_1 - относительная производительность мельницы по расчётному классу для руды, перерабатываемой на действующей обогатительной фабрике, при той крупности исходного и конечного продуктов, которые место на фабрике;

m_2 - то же, для той же руды, но при крупности исходного и конечного продуктов, при которой производилось определение коэффициента измельчаемости;

m_3 - то же, для руды, проектируемой к обработке, при крупности исходного и конечного продуктов, при которой производилось определение коэффициента измельчаемости;

m_4 - то же, для руды, проектируемой к обработке, при запроектируемой крупности исходного и конечного продуктов.

Относительная производительность мельницы m по расчётному классу при измельчении одной и той же руды, равная отношению производительности мельницы при заданной крупности исходного и конечного продуктов к производительности той же мельницы при некоторых эталонных значениях крупности названных продуктов, определяется по формуле

$$m = \frac{\beta_K - \beta_{II}}{\frac{\beta'_K - \beta'_{II}}{k_1} + \frac{\beta_K - \beta'_{II}}{k_2} - \beta'_K + \beta'_{II}}$$

где, m - относительная производительность мельницы по расчётному классу при измельчении одной и той же руды;

β_K - содержание расчётного классу в конечном (измельчённом) продукте;

β_{II} - содержание расчетного класса в исходном продукте;

β'_K и β'_{II} - те же величины, но для эталонных условий измельчения, т.е для условий, при которых производительность мельницы принята за единицу;

k_1 - коэффициент, показывающий изменение относительной производительности Мельницы по вновь образуемому расчетному классу в зависимости от крупности исходного питания при одинаковой (эталонной) крупности конечного продукта;

k_2 - коэффициент, показывающий изменение относительной производительности мельницы по вновь образуемому расчетному классу в зависимости от крупности конечного продукта при одинаковой (эталонной) крупности исходного питания.

Содержания расчетных классов в продуктах при разной крупности последних и значения коэффициентов k_1 и k_2 для разных руд неодинаковы. Поэтому для точных расчетов перечисленные величины должны устанавливаться опытным путем. Приближенные значения этих величин приведены в табл. 18

Значения относительной производительности мельниц m по вновь образуемому классу — 0,074 мм, рассчитанные для «средних» руд (типа медных порфировых), приведены в табл. 19.

При вычислении m_1 , m_2 , m_3 и m_4 в качестве эталонных условий измельчения могут быть приняты любые условия, но одинаковые для одной и той же руды.

Для приближенных расчетов можно принимать, что зависимость производительности мельницы от крупности исходного и конечного продуктов

для обеих руд — проектируемой к обработке и перерабатываемой — одинакова и соответствует данным табл. 2.19.

Тогда $m_2 = m_3$ и значение K_K будет

$$K_K = \frac{m_4}{m_1},$$

где m_4 — значение m по табл. 10 для запроектированной крупности исходного и конечного продуктов;

m_1 — значение m по табл. 10 для крупности тех же продуктов на действующей обогатительной фабрике.

Значения коэффициента K_D подсчитываются по формуле

$$K_D = \left(\frac{D - 0,15}{D_1 - 0,15} \right)^{0,5}$$

где D и D_1 - соответственно номинальные диаметры барабанов проектируемой к установке и работающей (эталонной) мельниц.

Таблица 2.25. Приближенные значения величин β_K и β_H , k_2 и k_1 , для расчетного класса — 0,074 мм для средних руд (типа порфировых)

Крупность исходного продукта, мм	—	—	40-0	20-0	10 - 0	5 - 0	3-0
β_H — содержание класса — 0,074 мм в исходном продукте, %	—	—	3	6	10	20	23
k_1 — коэффициент относительной производительности по вновь образуемому классу — 0,074 мм при измельчении до 60 % - 0,074 мм	—	—	0,83	0,92	1,0	1,05	1,06
Крупность конечного продукта, мм .	1-0	0,4-0	0,3-0	0,2—0	0,15-0	0,1-0	0,074-0
β_K — содержание класса - 0,074мм в конечном продукте, %	30	40	48	60	72	85	95
k_2 — коэффициент относительной производительности по вновь образуемому классу - 0,074 мм при крупности исходного продукта 10—0 мм	0,95	1,02	1,03	1,0	0,93	0,90	0,85

Примечание. Эталонные условия измельчения: крупность исходного продукта 10—0 мм, содержание класса — 0,074 мм в измельченном продукте 60 %.

Таблица 2.26. Значения относительной производительности мельниц m по вновь образуемому классу — 0,074 мм в зависимости от крупности исходного и конечного продуктов для средних (типа медных порфировых) руд

Крупность исходного продукта, мм	Содержание класса — 0,074 мм в конечном продукте, %						
	30	40	48	60	72	8	95
	Значение m						
40 -0	0,68	0,77	0,81	0,89	0,81	0,80	0,78
20 -0	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
10 -0	0,95	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
5 -0	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
0 -0	1,17	1,19	1,16	1,6	0,95	0,91	0,85

Значения коэффициента K_T принимаются равными: 1,10-1,15 - при переходе от мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с разгрузкой через решётку; 0,9-0,85- при обратном переходе.

Производительность мельницы по исходной руде определяется по формуле

$$Q = \frac{qV}{\beta_K - \beta_{II}}$$

где V — объем барабана мельницы, m^3 .

Значения β_K и β_{II} прежние

Расчет мельницы по эффективности измельчений

Эффективность измельчения для проектируемой мельницы подсчитывается по формуле

$$e = e_1 \cdot K_{II} \cdot K_K,$$

где e - эффективность измельчения проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т / квт·ч;

e_1 - эффективность измельчения действующей мельницы по вновь образуемому классу, т / квт·ч;

K_K и K_{II} - коэффициенты измельчаемости и крупности, определяемые таким же способом, как при расчете мельницы по удельной производительности.

В формулу для расчета эффективности измельчения не входят коэффициенты, учитывающие размеры и тип мельницы, так как последние оказывают малое влияние на величину эффективности.

Производительность мельницы по исходной руде определяется по формуле

$$Q = \frac{Ne}{\beta_K - \beta_{II}} = \frac{N_Y \eta_e}{\beta_K - \beta_{II}}, \text{ т/ч}$$

где N — потребляемая мельницей мощность, *квт*
 N_y — установочная мощность, *квт*
 η - Отношение потребляемой мощности к установочной ($\eta=0,85\div 0,90$)
 Значения β_k и β_u и e прежние.

Пример расчета мельниц

Выбрать размер мельниц и подсчитать необходимое их число для измельчения в одну стадию 145т/ч (3500т/сутки) руды от 10мм до крупности 67% - 0,074мм ($\beta_k=67\%$). Содержание класса –0,074мм в исходной руде $\beta_u=12\%$.

Принятая за эталон руда перерабатывается на действующий обогатительной фабрике, оборудованной мельницами с центральной разгрузкой, размером $D \times L=2100 \times 3000$ мм. Каждая мельница потребляет мощность 160кВт и даёт производительность 15т/ч при питании рудой крупностью 20-0мм ($\beta_u=6\%$ -0,074мм) и содержании расчётного класса в конечном продукте 62% ($\beta_k=62\%$). Определённое опытным путём значение коэффициента измельчаемости руды, предназначенной к обработке, по отношению к руде, измельчаемой на действующей фабрике, оказалось равным $K_k=0,92$.

Для проектируемой обогатительной фабрики выбраны мельницы с разгрузкой через решётку. Необходимо сравнить варианты с установкой мельниц: 2700х2100; 2700х2700; 3200х3100мм.

Расчёт мельниц по удельной производительности.

1. Определяем удельную производительность по вновь образуемому классу – 0,074мм действующей мельниц:

$$q_1 = \frac{Q \cdot (\beta_k - \beta_u) \cdot 4}{\pi \cdot (D - 0,15)^2 \cdot L} = \frac{15 \cdot (0,62 - 0,06) \cdot 4}{\pi \cdot (2,1 - 0,15)^2 \cdot 3} = 0,94 \text{ т} / \text{м}^3 \text{ч}$$

2. Определяем значение коэффициента K_k по формуле

$$K_k = \frac{m_4}{m_1}$$

а) Определяем значение m_4 по табл. 10 для проектируемых условий измельчения: крупность исходного продукта 10-0мм, содержание класса – 0,074мм, в конечном продукте 67%. Для данной крупности исходного в таблице указаны значения m при измельчении до 60% - 0,074мм ($m=1$) и при

измельчении до 72% - 0,074мм ($m=0,93$). Значение m_4 при измельчении до 67% - 0,074мм находим интерполяцией.

$$m_4 = 1,0 - \frac{1,0 - 0,93}{0,72 - 0,60} (0,67 - 0,60) = 0,959$$

б) Определяем значение m_1 по табл. 10 для условий измельчения действующей мельницы: крупность исходного продукта 20-0мм, содержание класса -0,074мм в конечном продукте 62%.

$$m_1 = 0,92 - \frac{0,92 - 0,88}{0,72 - 0,60} \cdot (0,62 - 0,60) = 0,913$$

$$K_k = \frac{m_4}{m_1} = \frac{0,959}{0,913} = 1,05$$

3. Определяем значение коэффициентов K_D для сравниваемых мельниц:

а, б) для мельниц 2700x2100 и 2700x2700мм

$$K_D = \left(\frac{2,7 - 0,15}{2,1 - 0,15} \right)^{0,5} = 1,14$$

в) для мельницы 3200x3100мм

$$K_D = \left(\frac{3,2 - 0,15}{2,1 - 0,15} \right)^{0,5} = 1,25$$

4. Определяем значение коэффициента K_T . Так как на действующей обогатительной фабрике работает мельница с центральной разгрузкой, а на проектируемой фабрике предполагается установка мельницы с разгрузкой через решётку, то значение K_T принимаем равным 1,15.

5. Определяем производительность мельниц по вновь образуемому классу -0,074мм по формуле (21):

$$q = q_1 \cdot K_n \cdot K_k \cdot K_D \cdot K_T$$

а, б) для мельниц 2700x2100мм и 2700x2700мм

$$q = 0,94 \cdot 0,92 \cdot 1,05 \cdot 1,14 \cdot 1,15 = 1,19 \text{ т/м}^3 \text{ ч}$$

в) для мельницы 3200x3100мм

$$q = 0,94 \cdot 0,92 \cdot 1,05 \cdot 1,25 \cdot 1,15 = 1,31 \text{ т/м}^3 \text{ ч}$$

6. Определяем производительность мельниц по руде по формуле

$$Q_m = \frac{q \cdot V}{\beta_k - \beta_u} = \frac{q \cdot \pi \cdot (D - 0,15)^2 \cdot L}{4 \cdot (\beta_k - \beta_u)}$$

а) для мельницы 2700x2100мм

$$Q_m = \frac{1,19 \cdot \pi \cdot (2,7 - 0,15)^2 \cdot 2,1}{4 \cdot (0,67 - 0,12)} = 23,3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

б) для мельницы 2700x2700мм

$$Q_m = \frac{1,19 \cdot \pi \cdot (2,7 - 0,15)^2 \cdot 2,7}{4 \cdot (0,67 - 0,12)} = 30 \text{ м/ч}$$

в) для мельницы 3200x3100мм

$$Q_m = \frac{1,31 \cdot \pi \cdot (3,2 - 0,15)^3 \cdot 3,1}{4 \cdot (0,67 - 0,12)} = 54 \text{ м/ч}$$

7. Определяем расчётное число мельниц:

вариант а

$$n_1 = \frac{145}{23,3} = 6,2 \quad n_1 = 6$$

вариант б

$$n_2 = \frac{145}{30} = 4,8 \quad n_2 = 5$$

вариант в

$$n_3 = \frac{145}{54} = 2,7 \quad n_3 = 3$$

8. Выбор размера и числа мельниц производим на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов по величине потребной для стоимости мельниц. При сравнении вариантов необходимо учитывать и другие условия, влияющие на выбор размера и числа мельниц: требуемую для каждого варианта грузоподъёмность крана, схему измельчения (одна или две стадии) число сортов руды, подлежащих отдельной переработке, условия ремонта мельниц, удобство размещения оборудования.

Сравнения вариантов установки мельниц дано в табл.2.27

Из сравнения следует, что наиболее экономичным является вариант установки мельниц 3200x3100мм.

Таблица 2.27. Сравнение вариантов установки мельниц по основным показателям (к примеру расчёта мельниц)

Вариант	Размеры барабанов мельниц DxL, мм	Число мельниц	Вес мельниц т		Установочная мощность, кВт		Стоимость, тыс. руб		Коэффициент запаса
			Одной	Всех	Одной	Всех	Одной	Всех	
а	2700x2100	6	67,0	402	300	1800	50	300	6:6,2=0,97
б	2700x2700	5	75,5	377	380	1900	54,5	272,5	5:4,8=1,04
в	3200x3100	3	97,7	293	600	1800	62,9	188,7	3:2,7=1,12

Расчёт мельниц по эффективности измельчения

1. Определяем эффективность измельчения действующей мельницы по вновь образуемому классу –0,074мм

$$e_1 = \frac{Q_1 \cdot (\beta_k - \beta_u)}{N_1} = \frac{15 \cdot (0,62 - 0,06)}{160} = 0,0525 \text{ м/квт} \cdot \text{ч}$$

2. Определяем эффективность измельчения мельниц на проектируемой фабрике по формуле (27) (значение K_k - см. предыдущий расчёт)

$$e = e_1 K_{II} K_k = 0,0525 \cdot 0,92 \cdot 1,05 = 0,0523 \text{ т/квт} \cdot \text{ч}$$

3. Определяем производительность мельниц по формуле

$$Q_M = \frac{N_e}{\beta_k - \beta_{II}}$$

Потребляемую мощность в условиях оптимального заполнения барабанов мельниц шарами (45-50%) и оптимального числа оборотов барабана (80% критического) принимаем равной 85-90% установленной мощности.

Тогда:

а) для мельницы 2700x2100мм

$$Q_M = 300 \cdot 0,90 \cdot 0,0523 / 0,67 - 0,12 = 25,6 \text{ т/ч}$$

б) для мельницы 2700x2700мм

$$Q_M = 380 \cdot 0,90 \cdot 0,0523 / 0,67 - 0,12 = 32,5 \text{ т/ч}$$

в) для мельницы 3200x3100мм

$$Q_M = 600 \cdot 0,90 \cdot 0,0523 / 0,67 - 0,12 = 51,3 \text{ т/ч}$$

4. Определяем расчётное число мельниц:

вариант а

$$n_1 = \frac{145}{25,6} = 5,7 \quad n_1 = 6$$

вариант б

$$n_2 = \frac{145}{32,5} = 4,5 \quad n_2 = 5$$

вариант в

$$n_3 = \frac{145}{51,3} = 2,84 \quad n_3 = 3$$

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



ТЕМЫ ДЛЯ САМООБРАЗОВАНИЯ

ПО КУРСУ:

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

Навои – 2020 г.

Самостоятельное обучение

Форма и содержание организации самостоятельной работы

Включает в себя:

- работу с рекомендованной литературой, конспектом лекции, периодическими печатными изданиями и материалами с Интернета;
- изучение определенной части лекции по раздаточным материалам;
- работа с автоматизированным учебником и контролирующей системой;
- работа над темами с специальными литературами;
- изучение новых процессов, технологии и аппаратуры;
- учебные занятия с использованием интерактивными и проблемными методами;
- выполнение самостоятельной работы в соответствии с требованиями стандарта.

При освоении данного предмета следует учитывать широко освещаемое в периодической печати развитие используемой обогащения и решение важных проблем, а также привлекать к этому внимание студентов. При этом студенты самостоятельно ознакамливаются с литературой по заданной теме и учатся работать с ней самостоятельно. Кроме этого, студенты будут способны проводить анализ после изучения применяемых на практике в горном производстве способов, схем и элементов процессов в нашей республике, а также в процессе ознакомления с теоретическими основами обогащения при извлечении металлов.

Темы рекомендуемых самостоятельных работ

Основные свойства, минералогический состав и обогатимость баритовых руд.

Виды каолиновых руд. Состав и обогатимость каолиновых руд.

Нерудные полезные ископаемые, используемые в химической и металлургической промышленности. Минералогический состав и технология обогащения нерудных полезных ископаемых.

Технология обогащения сырья, используемые в производстве строительстве и машиностроении.

Гравитационные методы обогащения руд и сырья. Аппараты, применяемые при обогащении гравитационным методом.

Реагенты, применяемые в флотационном обогащении и повышение их эффективности в процессе флотации.

Минералы, применяемые в приготовлении утяжелителей для обогащения в тяжелых средах.

Виды флотационных машин и их применение.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



ГЛОССАРИЙ

ПО КУРСУ:

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

Навои – 2020 г.

Глоссарий

Активатор – реагент, повышающий флотационную активность ценного компонента при флотации.

Вводно-шламовая схема содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения.

Вредные примеси - называют отдельные примеси и элементы, или природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние в полезных ископаемых на качество извлекаемых ценных компонентов.

Выход продукта - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата (γ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

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

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

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

Грохочение - процесс разделения материала на классы крупности, осуществляемый на устройствах (грохотах) с просеивающими поверхностями;

Дробление - процесс разрушения кускового, минерального сырья под действием внешних механических сил, осуществляемый в дробильных агрегатах;

Дробление и измельчение – процесс разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия материалов. При дроблении и измельчении нельзя допускать переизмельчения материалов, так как это ухудшает процесс обогащения полезного ископаемого.

Извлечение металла- это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

Качественная схема содержит сведения о качественных измерениях полезного ископаемого, в процессе его переработки, а так же данные о режиме отдельных технологических операций.

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

Классификация - процесс разделения неоднородных по размеру зернистых и полидисперсных частиц сырья на классы разной крупности при помощи грохочения, гидравлической (пневматической) классификации или в центробежном поле;

Классификация – процесс разделения смеси минеральных зерен на классы различной крупности по скоростям их осаждения в водной или воздушной средах. Классификация осуществляется в специальных аппаратах, называемых классификаторами, если разделение происходит в водной среде (гидроклассификация), и воздушными сепараторами, если разделение происходит в воздушной среде.

Количественная схема включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов.

Концентрат - продукт обогащения минерального сырья, в котором содержание ценных компонентов выше, чем в исходном материале (руде);

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

Магнитные методы обогащения полезных ископаемых основаны на различии магнитных свойств разделяемых минералов. Разделение по магнитным свойствам осуществляется в магнитных полях.

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

Обогатительная фабрика - промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей.

Обогащение - совокупность процессов переработки минерального сырья с целью выделения из него полезных компонентов с концентрацией, превышающей их содержание в исходном сырье;

Оборотное водоснабжение - система промышленного водоснабжения с

рециркуляцией воды, предусматривающая необходимую ее очистку при условии постоянного использования воды одними и теми же ее потребителями;

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

Продукты обогащения - продукты, получаемые в процессе обогащения полезного ископаемого: концентрат, промежуточный продукт, хвосты;

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

Пустые породы - минералы, не содержащие ценных компонентов. При обогащении они удаляются в отходы (хвосты) совместно с вредными примесями.

Руда - это такая порода, из которой на данном этапе развития техники экономически выгодно извлекать ценные компоненты.

Сгущение - процесс разделения пульпы на сгущенный продукт и жидкую фазу - слив, происходящий в результате осаждения (перемещения) в пульпе твердых частиц под действием силы тяжести или центробежных сил;

Седиментационный анализ – распределение материала по скорости частиц различной крупности в водной среде для материала крупностью от 40 (50) до 5 мкм (для более мелких материалов применяют седиментацию в центробежном поле);

Ситовый анализ – рассев на наборе сит на классы различной крупности.

Содержание металла в руде или продукте обогащения - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами α (в исходной руде), β (в концентрате) и θ (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

Сопутствующие компоненты - ценные химические элементы и отдельные минералы, содержащиеся в полезных ископаемых в сравнительно небольших количествах, выделяемые при обогащении попутно в самостоятельный или комплексный продукт совместно с основным ценным компонентом, и извлекаемые из него в дальнейшем в процессе металлургической плавки или химической переработки. Например: в

некоторых рудах цветных металлов сопутствующими являются золото, серебро, молибден и другие.

Степень сокращения - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды

Сточные воды - воды, отводимые после использования в бытовой и производственной деятельности человека, которые должны быть подвергнуты необходимой очистке с учетом их дальнейшего использования;

Сушка при обогащении минерального сырья - процесс обезвоживания материалов, в том числе продуктов обогащения, основанный на испарении влаги при нагревании;

Схема цепи аппаратов – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты.

Технологическая схема - включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

Флотационные методы обогащения – процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваться водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела двух фаз. Большую роль при флотации играют флотационные реагенты – вещества, позволяющие процессу идти без особых осложнений и ускоряющие сам процесс флотации, а так же выход концентрата.

Хвосты - отходы процесса обогащения, состоящие в основном из порообразующих минералов и содержащие незначительное количество полезных компонентов, доизвлечение которых в отдельных случаях целесообразно и технологически возможно;

Хвосты – продукты, в которых сосредоточено основное количество пустой породы, вредных примесей и небольшое (остаточное) количество полезного компонента.

Ценный компонент - отдельные химические элементы или минералы, входящие в состав полезного ископаемого и представляющие интерес для их дальнейшего использования.

Шламохранилище (хвостохранилище) - гидротехническое сооружение, предназначенное для гидравлической укладки отвальных продуктов переработки сырья (хвостов обогащения), их осаждения, отделения из хвостовых пульп технической воды, используемой для оборотного водоснабжения.

Электрический обогащения - процесс разделения минералов в электрическом поле, основанный на различии их электрических свойств. Этими свойствами являются электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоэлектрический эффект.

GLOSSARY

Mineral processing, - art of treating crude ores and [mineral](#) products in order to separate the valuable minerals from the waste rock, or gangue. It is the first process that most ores undergo after [mining](#) in order to provide a more concentrated material for the procedures of extractive [metallurgy](#). The primary operations are comminution and concentration, but there are other important operations in a modern mineral processing plant, including sampling and analysis and dewatering. All these operations are discussed in this article.

Sampling And Analysis - Routine sampling and analysis of the raw material being processed are undertaken in order to acquire information necessary for the economic appraisal of ores and concentrates. In addition, modern plants have fully automatic control systems that conduct in-stream analysis of the material as it is being processed and make adjustments at any stage in order to produce the richest possible concentrate at the lowest possible operating cost.

Sampling- Sampling is the removal from a given lot of material a portion that is representative of the whole yet of convenient size for analysis. It is done either by hand or by machine. Hand sampling is usually expensive, slow, and inaccurate, so that it is generally applied only where the material is not suitable for machine sampling (slimy [ore](#), for example) or where machinery is either not available or too expensive to install.

Many different sampling devices are available, including shovels, pipe samplers, and automatic machine samplers. For these sampling machines to provide an accurate representation of the whole lot, the quantity of a single sample, the total number of samples, and the kind of samples taken are of decisive importance. A number of mathematical sampling models have been devised in order to arrive at the appropriate [criteria](#) for sampling.

Analysis - After one or more samples are taken from an amount of ore passing through a material stream such as a conveyor belt, the samples are reduced to quantities suitable for further analysis. [Analytical](#) methods include chemical, mineralogical, and particle size.

Chemical analysis - Even before the 16th century, [comprehensive](#) schemes of assaying (measuring the value of) ores were known, using procedures that do not

differ materially from those employed in modern times. Although conventional methods of chemical analysis are used today to detect and estimate quantities of elements in ores and minerals, they are slow and not sufficiently accurate, particularly at low concentrations, to be entirely suitable for process control. As a consequence, to achieve greater efficiency, sophisticated analytical instrumentation is being used to an increasing extent.

In emission spectroscopy, an electric discharge is established between a pair of electrodes, one of which is made of the material being analyzed. The electric discharge vaporizes a portion of the sample and excites the elements in the sample to emit characteristic spectra. Detection and measurement of the wavelengths and intensities of the emission spectra reveal the identities and concentrations of the elements in the sample.

In X-ray fluorescence spectroscopy, a sample bombarded with X rays gives off fluorescent X-radiation of wavelengths characteristic of its elements. The amount of emitted X-radiation is related to the concentration of individual elements in the sample. The sensitivity and precision of this method are poor for elements of low atomic number (*i.e.*, few protons in the nucleus, such as boron and beryllium), but for slags, ores, sinters, and pellets where the majority of the elements are in the higher atomic number range, as in the case of gold and lead, the method has been generally suitable.

Mineralogical analysis - A successful separation of a valuable mineral from its ore can be determined by heavy-liquid testing, in which a single-sized fraction of a ground ore is suspended in a liquid of high specific gravity. Particles of less density than the liquid remain afloat, while denser particles sink. Several different fractions of particles with the same density (and, hence, similar composition) can be produced, and the valuable mineral components can then be determined by chemical analysis or by microscopic analysis of polished sections.

Size analysis - Coarsely ground minerals can be classified according to size by running them through special sieves or screens, for which various national and international standards have been accepted. One old standard (now obsolete) was the Tyler Series, in which wire screens were identified by mesh size, as measured in wires or openings per inch. Modern standards now classify sieves according to the size of the aperture, as measured in millimetres or micrometres (10^{-6} metre).

Mineral particles smaller than 50 micrometres can be classified by different optical measurement methods, which employ light or laser beams of various frequencies.

Comminution - In order to separate the valuable components of an ore from the waste rock, the minerals must be liberated from their interlocked state physically by comminution. As a rule, comminution begins by crushing the ore to below a

certain size and finishes by grinding it into powder, the ultimate fineness of which depends on the fineness of dissemination of the desired mineral.

In primitive times, crushers were small, hand-operated pestles and mortars, and grinding was done by millstones turned by men, horses, or waterpower. Today, these processes are carried out in mechanized crushers and mills. Whereas crushing is done mostly under dry conditions, grinding mills can be operated both dry and wet, with wet grinding being predominant.

Crushing - Some ores occur in nature as mixtures of discrete mineral particles, such as gold in gravel beds and streams and diamonds in mines. These mixtures require little or no crushing, since the valuables are recoverable using other techniques (breaking up placer material in log washers, for instance). Most ores, however, are made up of hard, tough rock masses that must be crushed before the valuable minerals can be released.

In order to produce a crushed material suitable for use as [mill feed](#) (100 percent of the pieces must be less than 10 to 14 millimetres, or 0.4 to 0.6 inch, in diameter), crushing is done in stages. In the primary stage, the devices used are mostly jaw crushers with openings as wide as two metres. These crush the ore to less than 150 millimetres, which is a suitable size to serve as feed for the secondary crushing stage. In this stage, the ore is crushed in cone crushers to less than 10 to 15 millimetres. This material is the feed for the [grinding](#) mill.

Grinding - In this process stage, the crushed material can be further disintegrated in a cylinder mill, which is a cylindrical container built to varying length-to-diameter ratios, mounted with the axis substantially horizontal, and partially filled with grinding bodies (*e.g.*, flint stones, iron or steel balls) that are caused to tumble, under the influence of gravity, by revolving the container.

A special development is the autogenous or semiautogenous mill. Autogenous mills operate without grinding bodies; instead, the coarser part of the ore simply grinds itself and the smaller fractions. To semiautogenous mills (which have become widespread), 5 to 10 percent grinding bodies (usually metal spheres) are added.

Crushing/grinding - Yet another development, combining the processes of crushing and grinding, is the roll crusher. This consists essentially of two cylinders that are mounted on horizontal shafts and driven in opposite directions. The cylinders are pressed together under high pressure, so that comminution takes place in the material bed between them.

Concentration - Concentration involves the separation of valuable minerals from the other raw materials received from the grinding mill. In large-scale operations this is accomplished by taking advantage of the different properties of the minerals to be separated. These properties can be colour (optical sorting), density

(gravity separation), magnetic or electric (magnetic and electrostatic separation), and physicochemical (flotation separation).

Optical separation - This process is used for the concentration of particles that have sufficiently different [colours](#) (the best contrast being black and white) to be detected by the naked eye. In addition, electro-optic detectors collect data on the responses of minerals when exposed to infrared, visible, and [ultraviolet light](#). The same principle, only using [gamma radiation](#), is called radiometric separation.

Gravity separation - Gravity methods use the difference in the density of minerals as the concentrating agent.

In heavy-media separation (also called sink-and-float separation), the medium used is a suspension in water of a finely ground heavy mineral (such as magnetite or arsenopyrite) or technical product (such as ferrosilicon). Such a suspension can simulate a fluid with a higher density than water. When ground ores are fed into the suspension, the gangue particles, having a lower density, tend to float and are removed as tailings, whereas the particles of valuable minerals, having higher density, sink and are also removed. The magnetite or ferrosilicon can be removed from the tailings by magnetic separation and recycled.

CONNECT WITH BRITANNICA

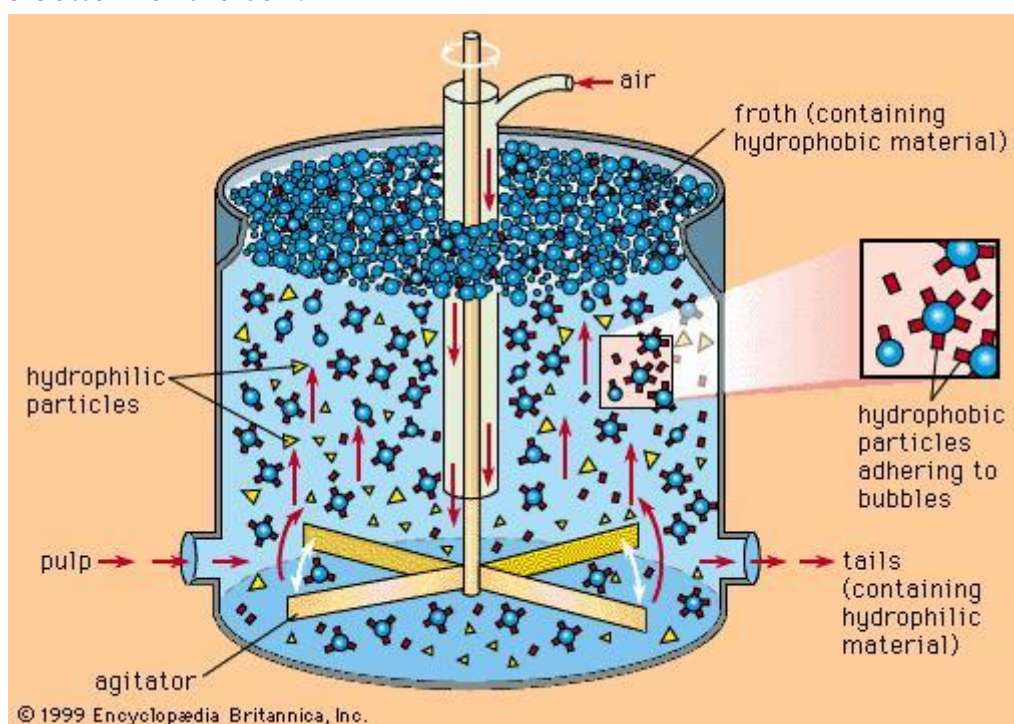
In the process called jigging, a water stream is pulsed, or moved by pistons upward and downward, through the material bed. Under the influence of this oscillating motion, the bed is separated into layers of different densities, the heaviest concentrate forming the lowest layer and the lightest product the highest. Important to this process is a thorough classification of the feed, since particles less than one millimetre in size cannot be separated by jigging.

Finer-grained particles (from 1 millimetre to 50 micrometres) can be effectively separated in a flowing stream of water on horizontal or inclined planes. Most systems employ additional forces—for example, [centrifugal force](#) on spirals or impact forces on shaking tables. Spirals consist of a vertical spiral channel with an oval [cross section](#). As the pulp flows from the top to the bottom of the channel, heavier particles concentrate on the inner side of the stream, where they can be removed through special openings. Owing to their low energy costs and simplicity of operation, the use of spirals has increased rapidly. They are especially effective at concentrating heavy mineral sands and gold ores.

Gravity concentration on inclined planes is carried out on shaking tables, which can be smoothed or grooved and which are vibrated back and forth at right angles to the flow of water. As the pulp flows down the incline, the ground material is stratified into heavy and light layers in the water; in addition, under the influence of the vibration, the particles are separated in the impact direction. Shaking tables are

often used for concentrating finely grained ores of tin, tungsten, niobium, and tantalum.

Flotation is the most widely used method for the concentration of fine-grained minerals. It takes advantage of the different physicochemical surface properties of minerals—in particular, their wettability, which can be a natural property or one artificially changed by chemical reagents. By altering the hydrophobic (water-repelling) or hydrophilic (water-attracting) conditions of their surfaces, mineral particles suspended in water can be induced to adhere to air bubbles passing through a flotation cell or to remain in the pulp. The air bubbles pass to the upper surface of the pulp and form a froth, which, together with the attached hydrophobic minerals, can be removed. The tailings, containing the hydrophilic minerals, can be removed from the bottom of the cell.



Schematic diagram of a flotation separation cell.

Encyclopædia Britannica, Inc.

Flotation makes possible the processing of complex intergrown ores containing copper, lead, zinc, and pyrite into separate concentrates and tailings—an impossible task with gravity, magnetic, or electric separation methods. In the past, these metals were recoverable only with expensive metallurgical processes.

Magnetic separation - Magnetic separation is based on the differing degrees of attraction exerted on various minerals by magnetic fields. Success requires that the feed particles fall within a special size spectrum (0.1 to 1 millimetre). With good results, strongly magnetic minerals such as magnetite, franklinite, and pyrrhotite can

be removed from gangue minerals by low-intensity magnetic separators. High-intensity devices can separate oxide iron ores such as [limonite](#) and [siderite](#) as well as iron-bearing manganese, titanium, and tungsten ores and iron-bearing silicates.

Electrostatic separation - The electrostatic method separates particles of different electrical charges and, when possible, of different sizes. When particles of different polarity are brought into an electrical field, they follow different motion trajectories and can be caught separately. Electrostatic separation is used in all plants that process heavy mineral sands bearing [zircon](#), [rutile](#), and [monazite](#). In addition, the cleaning of special iron ore and [cassiterite](#) concentrates as well as the separation of cassiterite-scheelite ores are conducted by electrostatic methods.

Dewatering - Concentrates and tailings produced by the methods outlined above must be dewatered in order to convert the pulps to a transportable state. In addition, the water can be recycled into the existing water circuits of the processing plant, greatly reducing the demand for expensive fresh water.

Filtration - Filtration is the separation of a suspension into a solid filter cake and a liquid filtrate by passing it through a permeable filtering material. Important factors in this process are the properties of the suspension (*e.g.*, size distribution, concentration), the properties of the filtering materials (*e.g.*, the width and shape of pores), and the forces applied to the suspension. Filtration is carried out in gravity filters (screens, dewatering bins), in centrifugal filters (screen centrifuges), in vacuum filters (drum cell filters, disk filters), or in pressure filters (filter presses). Such devices make it possible to produce filter cakes containing 8 to 15 percent moisture.

Thickening - In the process of thickening (also called sedimentation), the solids in a suspension settle under the influence of gravity in a tank and form a thick pulp. This pulp, and the clear liquid at the top of the tank, can be removed continuously or intermittently. In comparison with filtration, thickening offers the advantage of low operation costs; on the other hand, it has the disadvantage of leaving a higher moisture content in the pulp. For this reason, the dewatering of pulps containing fine particles often involves a combination of thickening and filtration. The thickening of finely grained pulps is often aided by the use of flocculating agents.

Drying - The removal of water from solid materials by thermal drying plays a significant role in modern mineral processing. A great number of dryer types are available. Convection dryers, employing a flow of hot combustion gases to remove moisture from a pulp stream, are the most common. To this type belong rotary drum, conveyor, and fluidized-bed dryers.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**

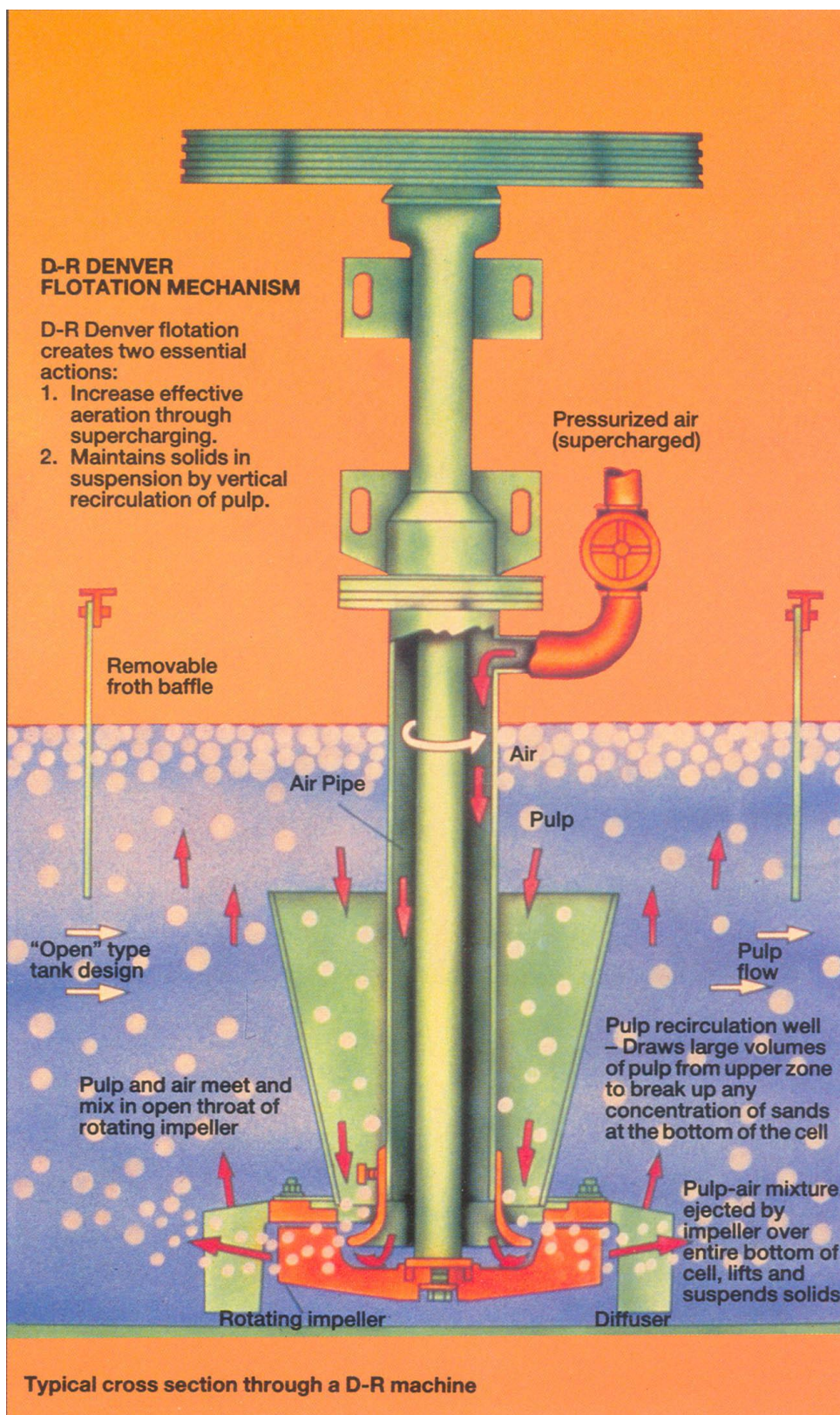


РАЗДАТОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

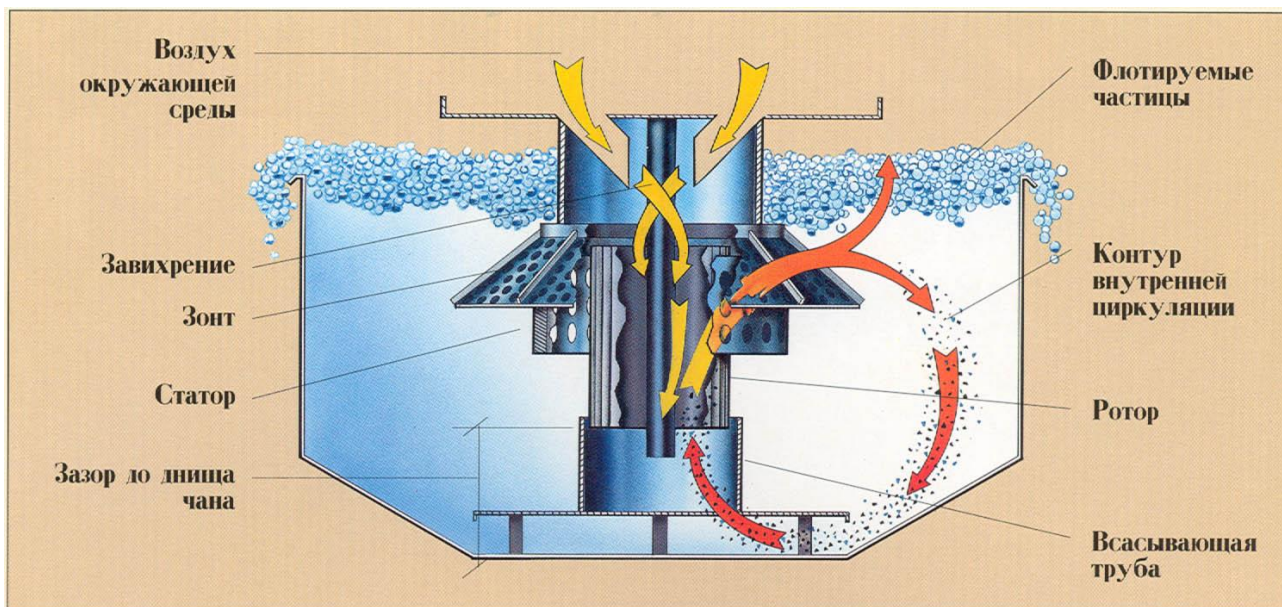
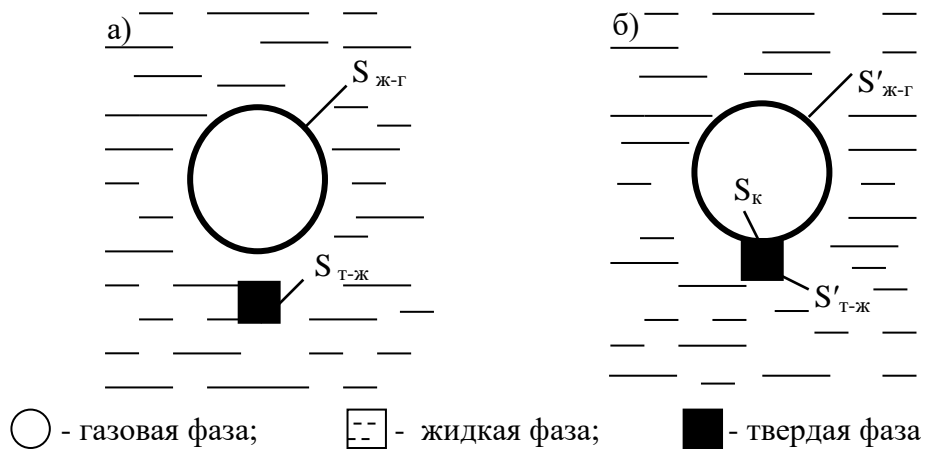
ПО КУРСУ:

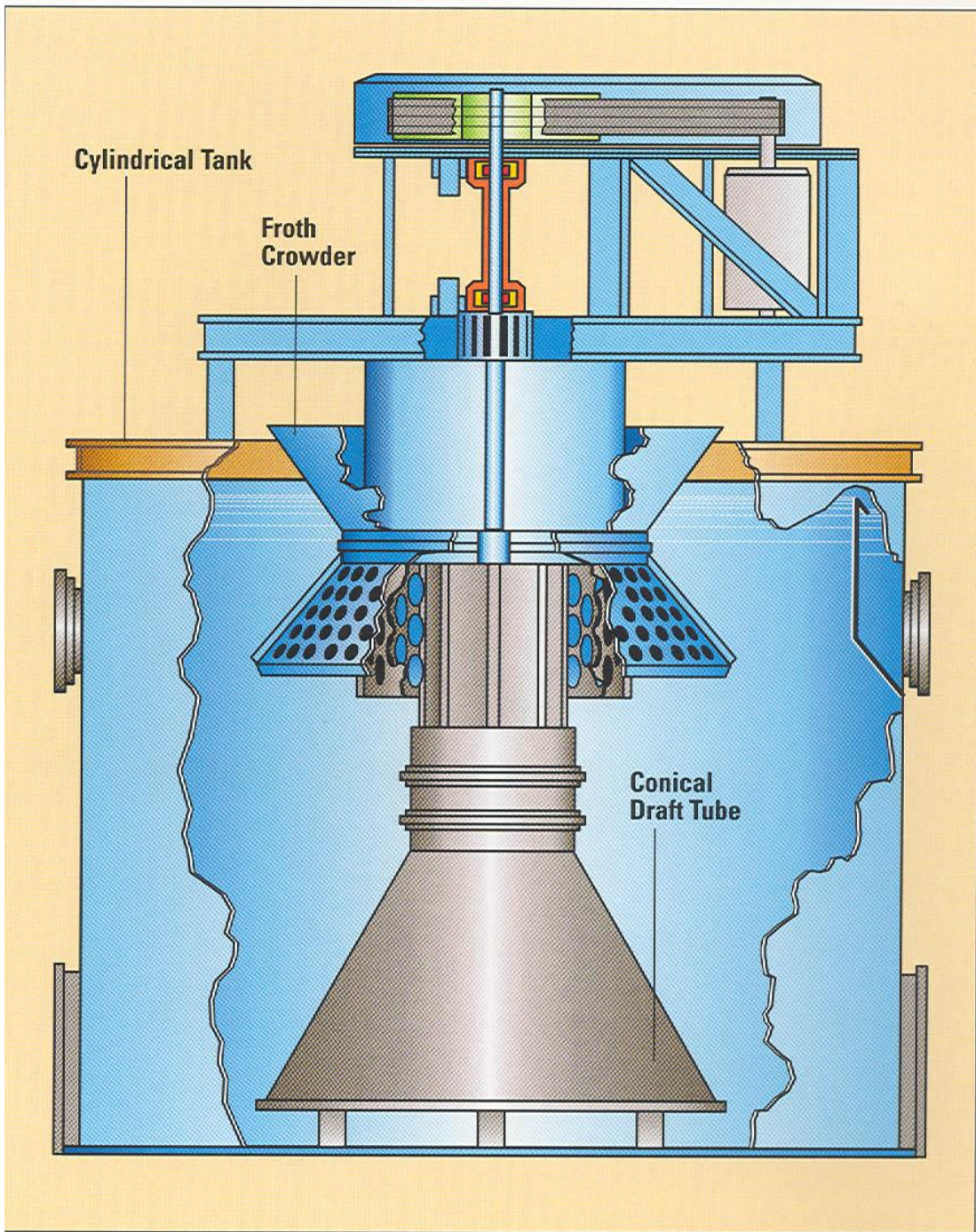
**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

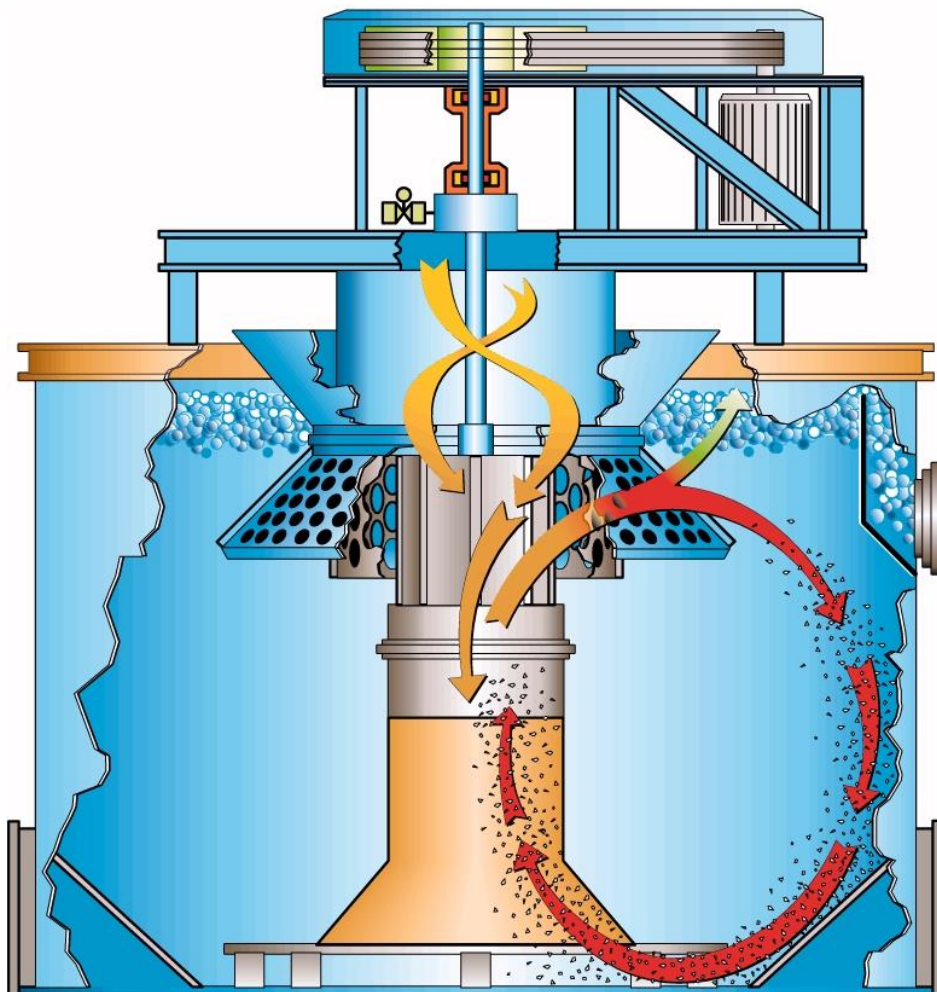
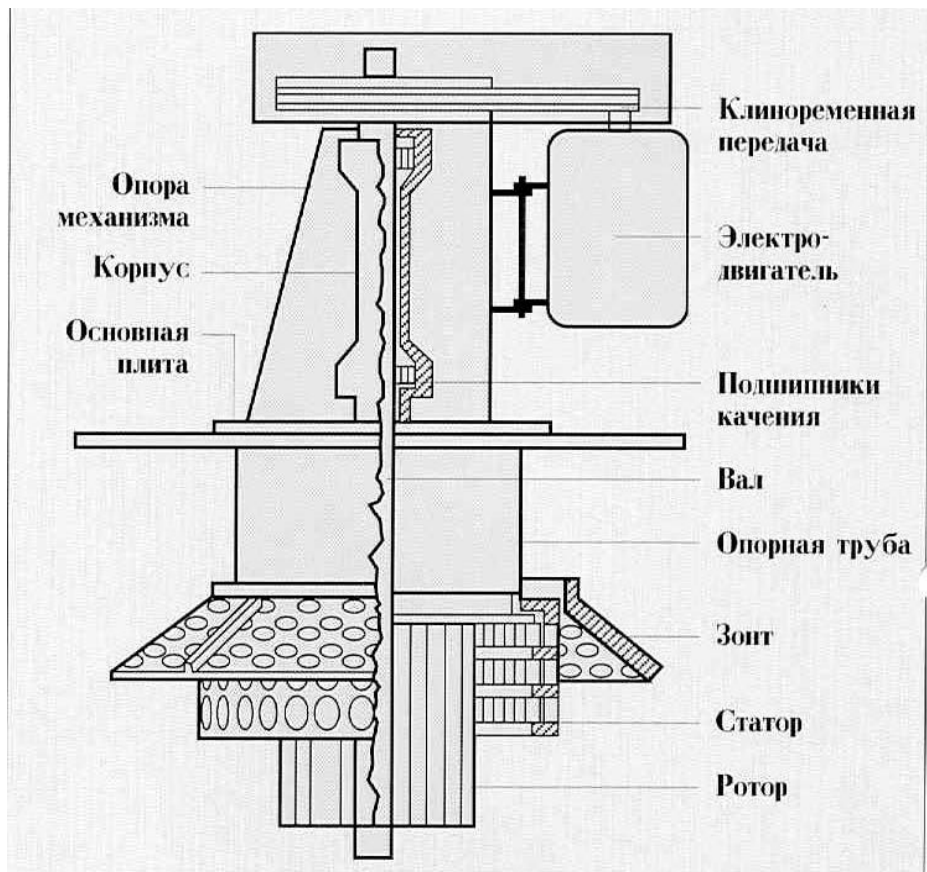
Навои – 2020 г.



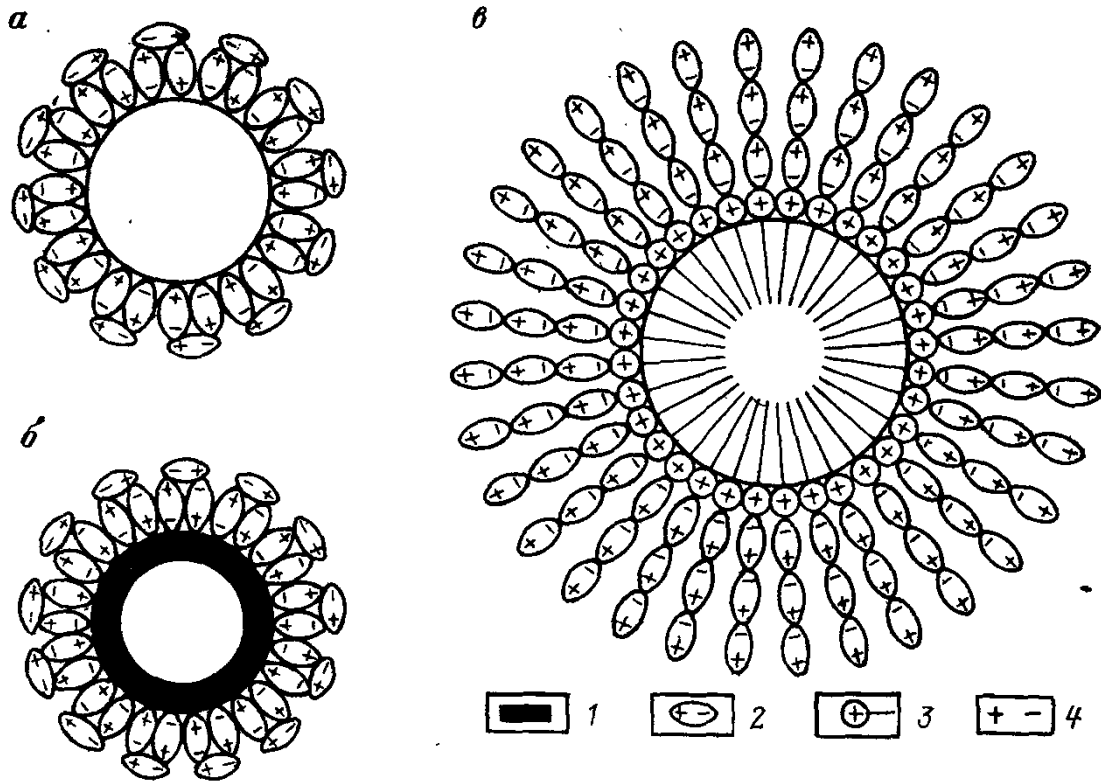
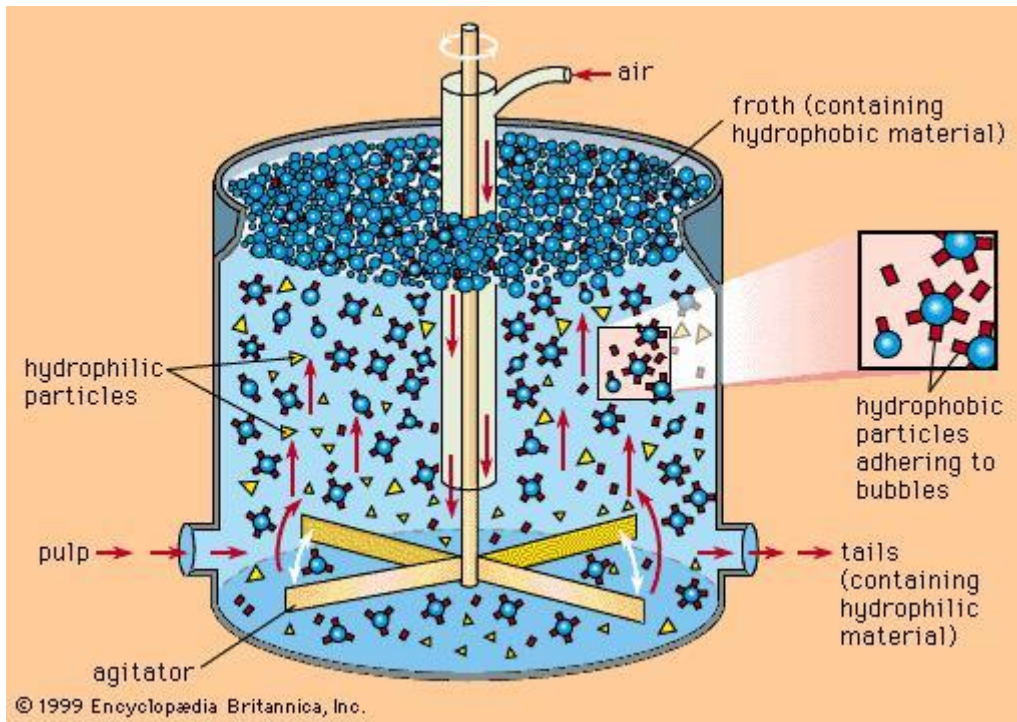
Флотационная машина



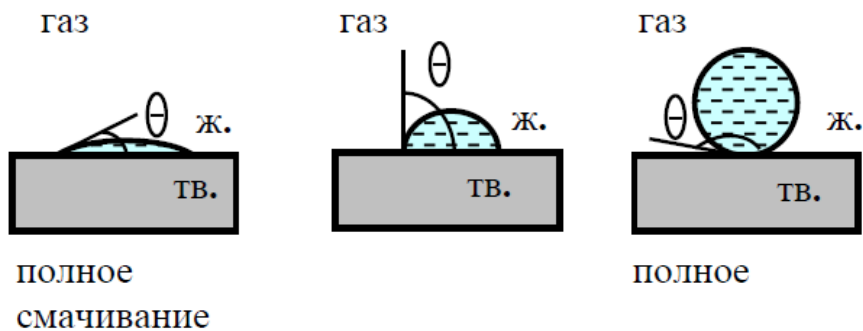




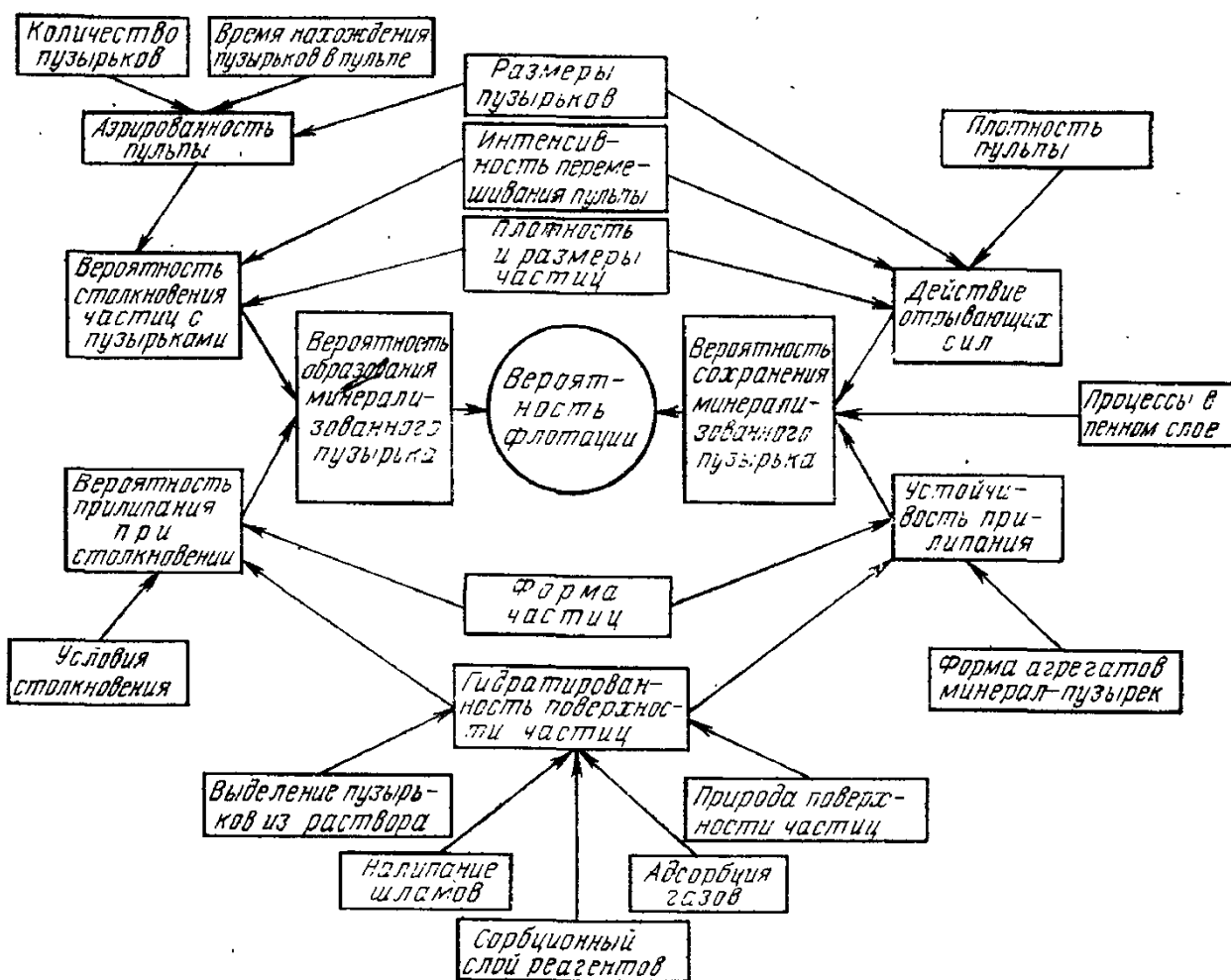




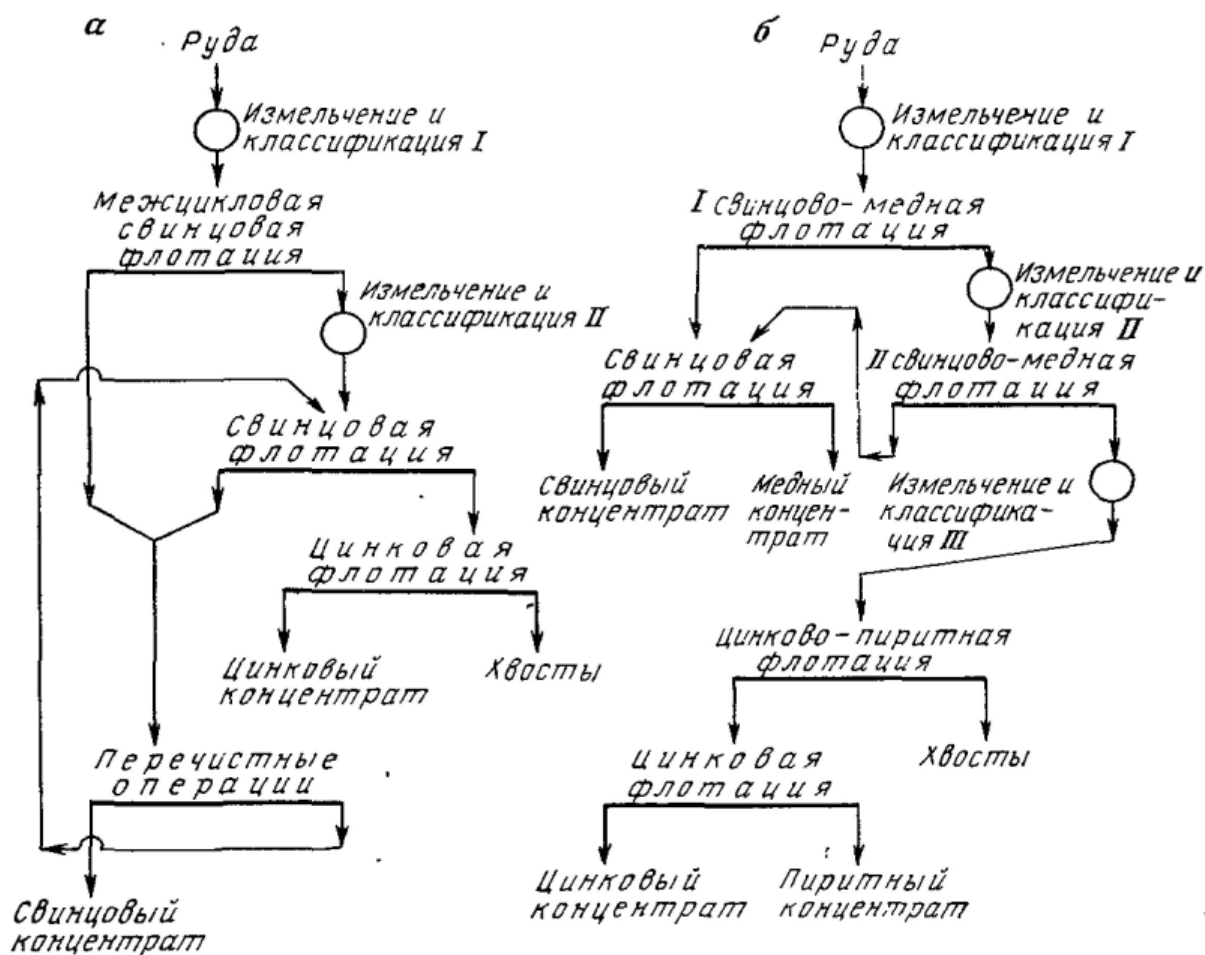
Структура гидратного слоя на поверхности пузырьков воздуха в воде



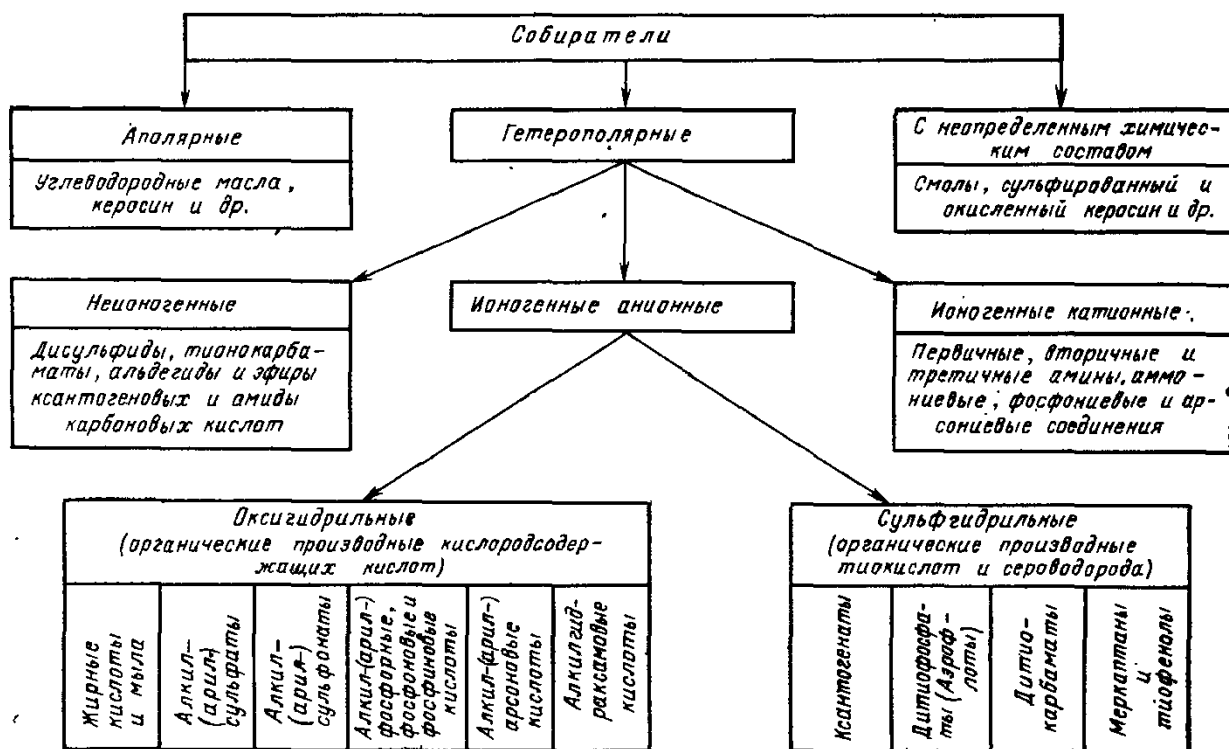
Степень смачивания твердой поверхности с водой



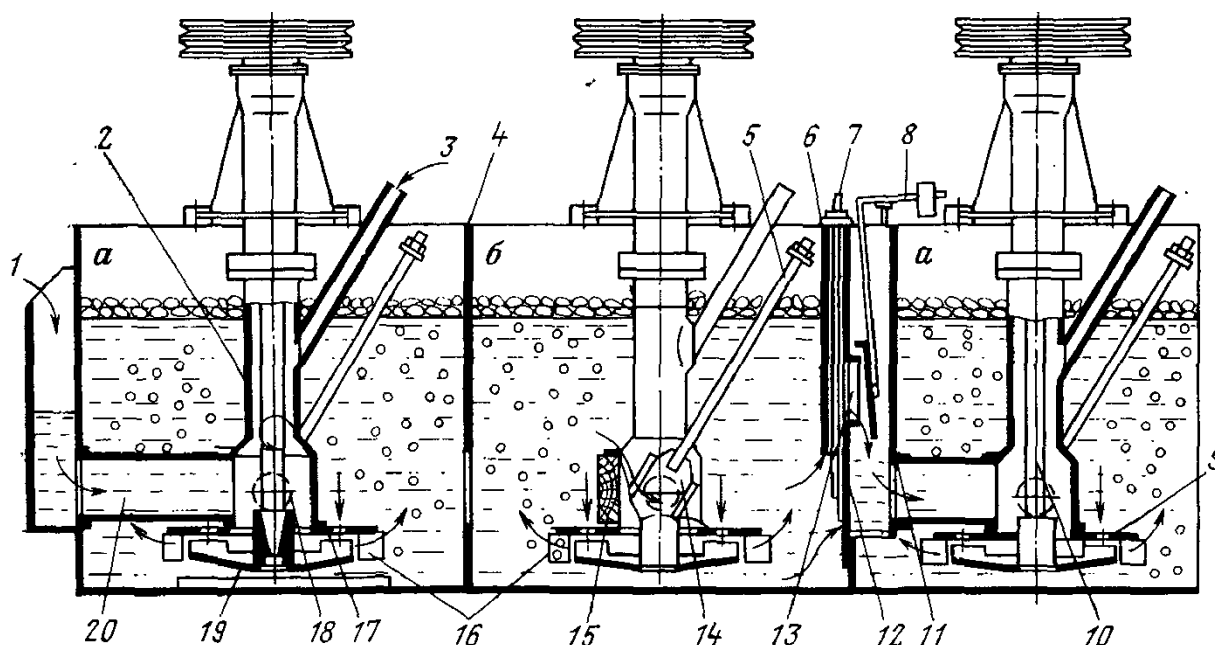
Главные факторы, определяющие вероятность флотации (по В.И.Классену)



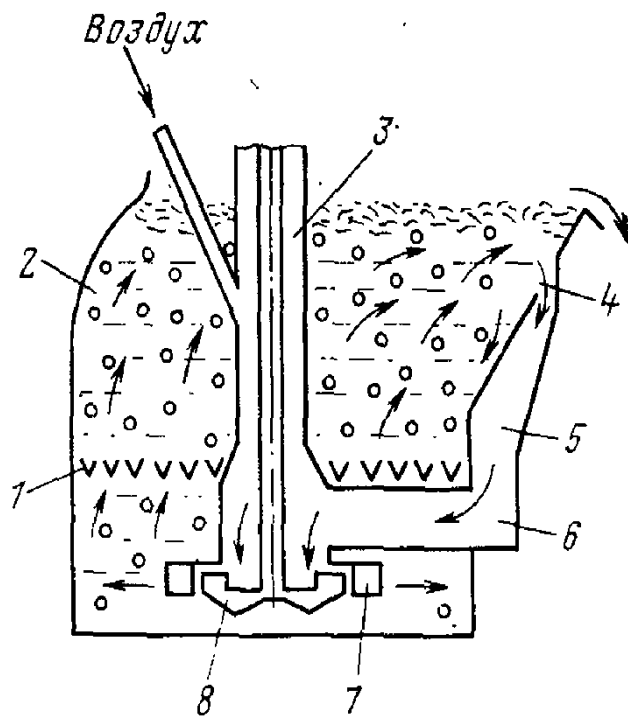
Принципиальные двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы с доизмельчением богатых хвостов флотации



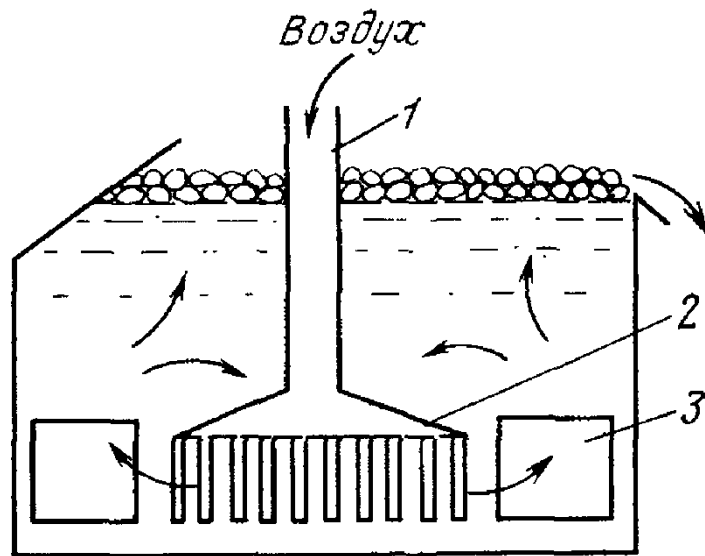
Классификация основных групп собирателей



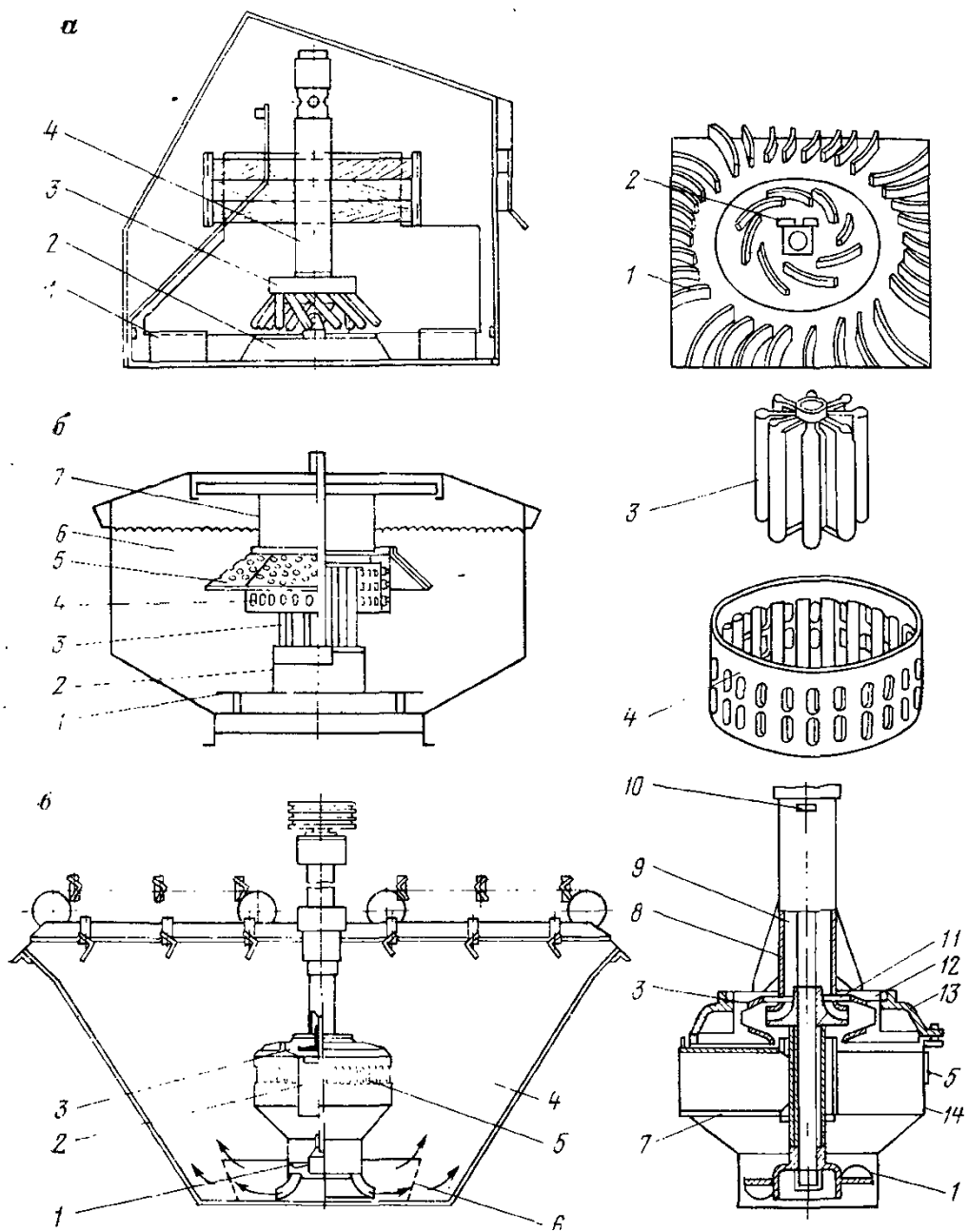
Флотационная машина конструкции Механобра с всасывающими(а) и прямоточной (F) камерами



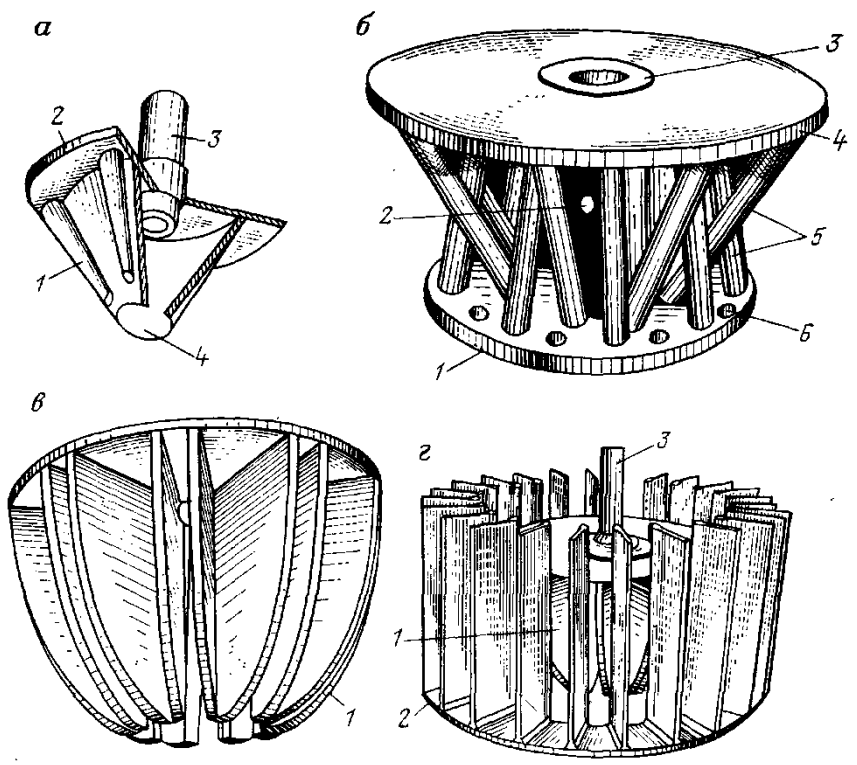
Флотационная машина- с кипящим слоем ФМ6, ЗКС



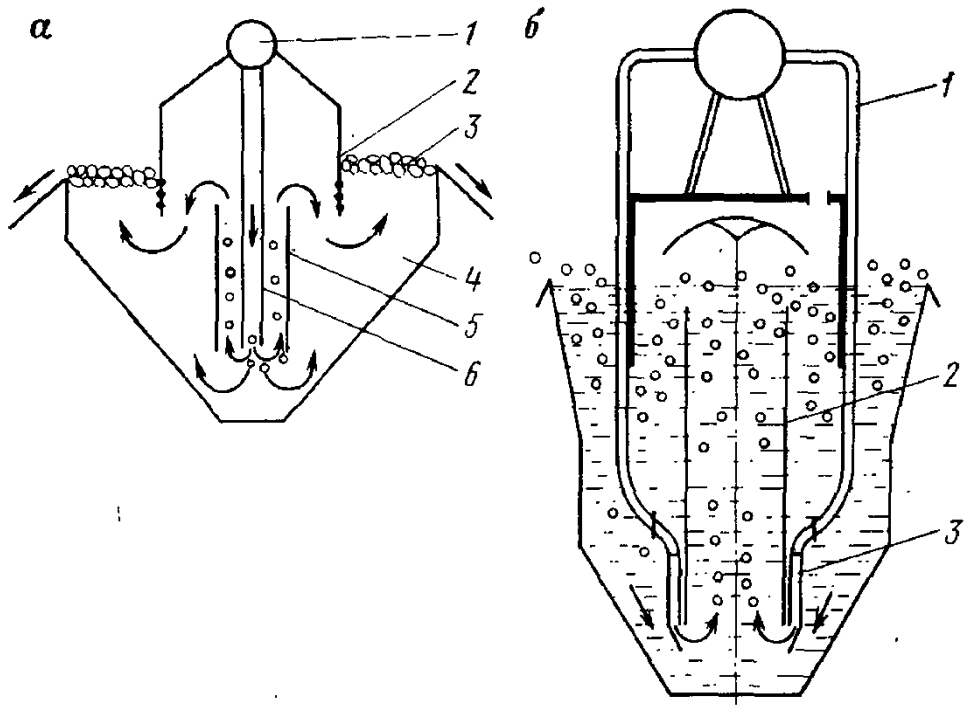
Флотационная машина успокоитель пальцевым аэратором



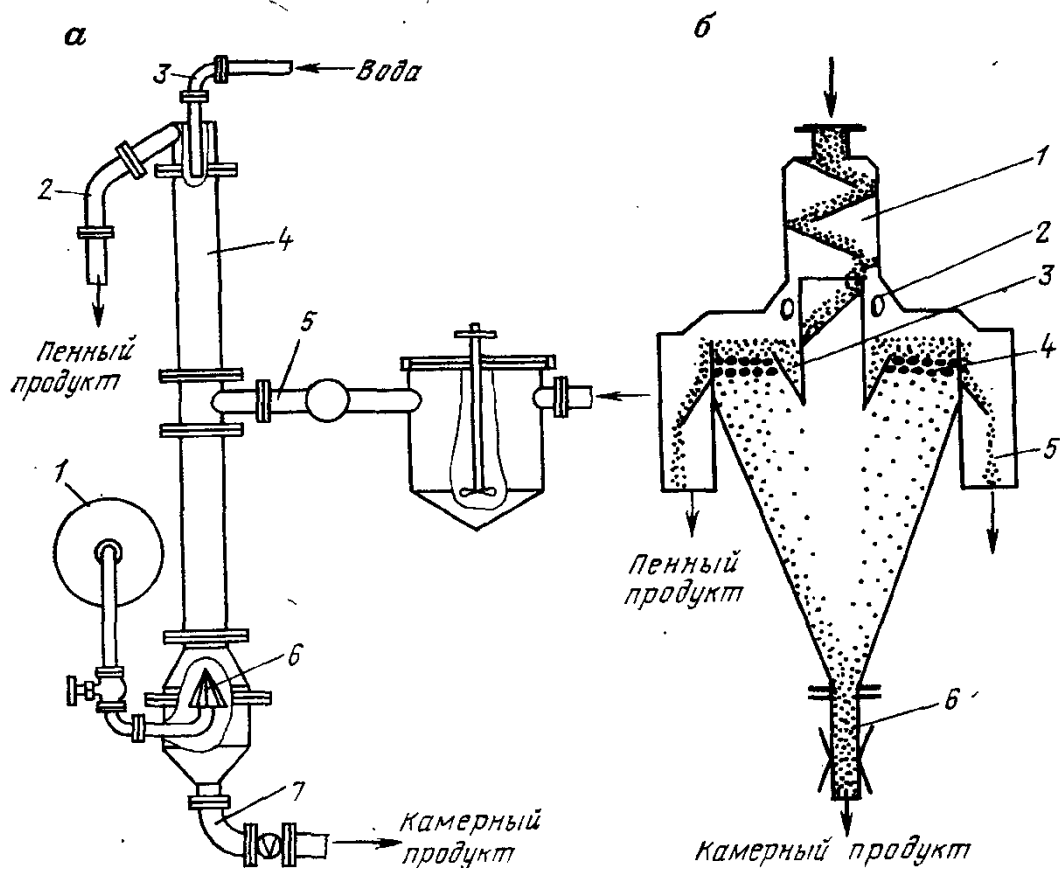
Аэрационные узлы флотационных машин «Вормен» (а), «Фагергрен» (б), МФУ (в)



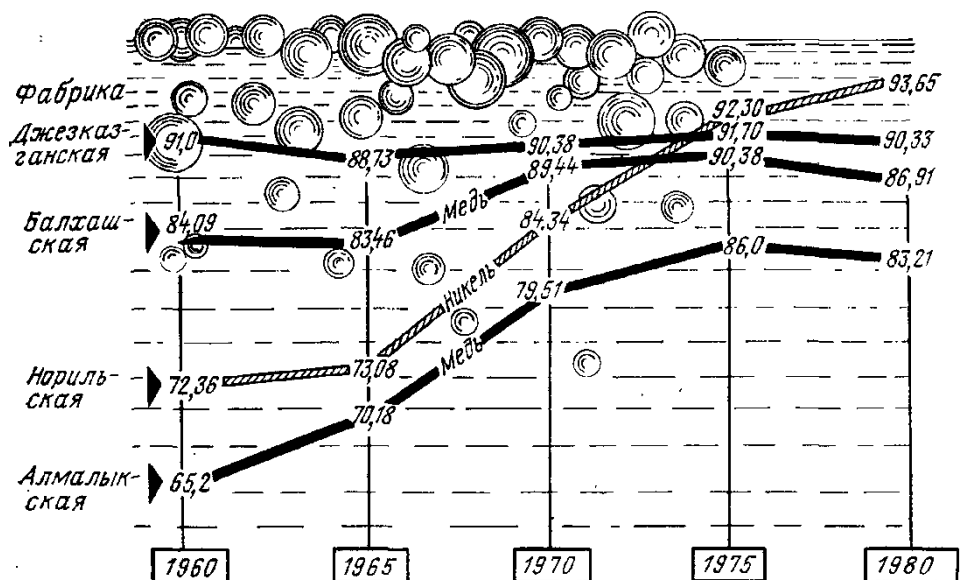
Аэраторы флотационных машин ФПМ с коническим аэратором
 (а) «Минимет» (б), ОК16 и ОК38 (в, г)



Мелкая (а) и глубокая (б) аэролифтные машины



Колонная флотационная машина (а) и машина для пенной сепарации (б).



Рост извлечения металлов на передовых обогатительных фабриках медной и никелевой подотраслей

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



ТЕСТЫ

ПО КУРСУ:

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

Навои – 2020 г.

Тестовые вопросы по предмету
«Технология обогащения нерудных полезных ископаемых»

1. *Что называется флотацией?*

- А) процесс обогащения, основанный на различиях в физико-химических свойствах поверхности минералов;
- В) процесс обогащения, основанный на различиях в плотностях минералов;
- С) процесс обогащения, основанный на различиях в цвете, форме, блеске минеральных частиц.
- Д) процесс обогащения, основанный на различиях в электрических свойствах минеральных частиц
- Е) процесс обогащения, основанный на различиях в магнитных свойства минералов;

2. *Что называется смачиваемостью?*

- А) явление взаимодействия поверхности минеральных частиц между собой;
- В) явление взаимодействия поверхности твёрдых частиц с молекулами воды;
- С) хаотическое движение минеральных частиц в воде
- Д) явление взаимодействия с химическими реагентами минеральных частиц между собой;
- В) явление взаимодействия поверхности твёрдых частиц с ПАВ

3. *Для того чтобы поверхность твёрдых частиц смачивалась водой ?*

- А) силы притяжения между молекулами минерала и воды должны превышать силы притяжения между молекулами воды;
- В) силы притяжения между молекулами минерала и воды должны быть меньше чем силы притяжения между молекулами воды;
- С) силы притяжения между молекулами минерала и воды и силы притяжения между молекулами воды должны быть равны.
- Д) должна быть сплошная среда
- Е) создать нейтральную среду

4. *При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью смачивается водой ?*

- А) 90°;
- В) 180°;
- С) 0°;

Д) 45°;

Е) 135°;

5. При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью не смачивается водой?

А) 90°;

В) 180 °;

С) 0°;

Д) 45°;

Е) 135 °;

6. Собиратели применяются для?

А) повышения несмачиваемости поверхности минеральных частиц;

В) понижения флотирuemости минеральных частиц;

С) для создания устойчивой слой пены;

Д) для создания кислой среды;

Е) для создания щелочной среды.

7. Как разрабатывается реагентный режим при флотации?

А) реагентный режим одинаков для всех руд;

В) индивидуально с учётом особенности обогащаемой руды;

С) в зависимости от производительности флотомашин.

Д) в зависимости от производительности фабрики.

Е) не имеют значения

8. Как влияет температура на процесс флотации?

А) скорость флотации уменьшается;

В) не влияет;

С) интенсифицируется процесс флотации.

Д) скорость растворимости флотореагентов не изменяется

Е) время флотации увеличиваются

9. В чём заключается действие активаторов?

А) в удалении депрессора с поверхности минеральных частиц;

В) адсорбции на поверхности минеральных частиц;

С) в образовании труднорастворимых соединений на поверхности минерала;

Д) в образовании лёгкорастворимых соединений на поверхности минерала;

Е) правильного ответа нет.

10. Какой реагент применяется для активации сфалерита?

А) серная кислота;

- В) кислород воздуха;
- С) сернистый натрий;
- Д) медный купорос;
- Е) хлористый натрий.

11. Какой реагент применяется для активации окисленных минералов цветных металлов для сульфидизации?

- А) серная кислота;
- В) хлористое железо;
- С) сернистый натрий;
- Д) кислород воздуха;
- Е) хлористый кальций.

12. Для активации каких минералов применяется серная кислота?

- А) галенита, сфалерита;
- В) пирита и пирротина;
- С) окисленных минералов;
- Д) сульфидных минералов;
- Е) силикатных минералов.

13. Для какой цели применяются регуляторы среды?

- А) для изменения щёлочности среды, в которой происходит флотация минералов;
- В) для регулирования качества получаемых концентратов ;
- С) для создания благоприятных условий при проведении флотации.
- Д) для регулирования качества получаемых хвостов
- Е) для увеличения эффективности флотации

14. Что называется водородным показателем?

- А) логарифм концентрации водородных ионов;
- В) логарифм концентрации гидроксильных ионов;
- С) отрицательный логарифм концентрации водородных ионов.

15. Чему равно значение рН в кислых средах?

- А) больше 7;
- В) меньше 7;
- С) равно 7;
- Д) 0.

16. Чему равно значение рН в щелочных средах?

- А) больше 7;
- В) меньше 7;
- С) равно 7;

Д) 0.

17. *Добавлением каких веществ создаётся кислая среда ?*

А) хлористый кальций;

В) известь;

С) сода;

Д) серная кислота;

Е) сернистый натрий.

18. *Добавлением каких веществ создаётся щелочная среда?*

А) хлористый кальций;

В) известь;

С) серная кислота;

Д) сернистый натрий;

Е) уксусная кислота.

19. *Какой из ниже перечисленных способов флотации получил наибольшее применение?*

А) масляная;

В) плёночная;

С) пенная;

Д) пенная сепарация;

Е) флотогравитация.

20. *В качестве активаторов применяется?*

А) ксантогенаты, щелочи, дитиофосфаты;

В) меркаптобензтиазол, аполярные углеводные масла;

С) медный купорос, серная кислота, кислород воздуха;

Д) дитиофосфат, соляная кислота, известь;

Е) углеводородные масла, тяжёлый пиридин, щелочь.

21. *В качестве депрессоров применяется?*

А) серная кислота, растворимые сульфиды, углеводородные масла;

В) медный купорос, олеиновая кислота, ксантогенанты;

С) щелочи, цинковый купорос, сернистый натрий;

Д) дитиофосфаты, крезоловый аэрофлот;

Е) сосновое масло, крезоловая кислота.

22. *Что называется основной флотацией ?*

А) первая операция флотационного обогащения;

В) получение коллективного концентрата;

С) выделение ценных компонентов в пенный продукт;

Д) флотация пустой породы;

Е) повторная флотация хвостов.

23. *Что называется контрольной флотацией?*

- А) получение концентрата и хвостов;
- В) флотация хвостов;
- С) флотация концентрата;
- Д) выделение ценных компонентов из руды;
- Е) очистка полученных продуктов.

24. *Что называется перечистой флотацией?*

- А) получение отвальных хвостов;
- В) флотация хвостов;
- С) флотация концентрата;
- Д) выделение ценных компонентов;
- Е) повышение содержания ценных компонентов.

25. *Цель проведения контрольной флотации?*

- А) выделение конечных продуктов;
- В) увеличение содержания ценных компонентов;
- С) получение кондиционного продукта;
- Д) получение отвальных хвостов;
- Е) доизвлечение ценных компонентов.

26. *Цель проведения перечистой флотации?*

- А) получение отвальных хвостов;
- В) повышение качества концентрата;
- С) выделение конечных продуктов;
- Д) доизвлечение ценных компонентов;
- Е) повышение содержания ценных компонентов.

27. *В какой последовательности добавляются флотационные реагенты?*

- А) а) собиратели, в) депрессоры, с) активаторы, д) пенообразователи, е) регуляторы среды;
- В) а) регуляторы среды, в) пенообразователи, с) собиратели, д) активаторы, е) депрессоры;
- С) а) регуляторы среды, в) депрессоры, с) активаторы, д) собиратели, е) пенообразователи;
- Д) а) депрессоры, в) собиратели, с) пенообразователи, д) регуляторы среды, е) активаторы;
- Е) а) активаторы, в) регуляторы среды, с) собиратели, д) пенообразователи, е) депрессоры.

28. До какой крупности измельчается руда для флотационного обогащения?

- А) < 0,01 мм;
- В) 0,1-0,01 мм;
- С) -0,074 мм;
- Д) 0,1-0,5 мм;
- Е) 0,5-1,0 мм.

29. В каких случаях применяется дробная загрузка реагентов?

- А) когда реагент быстро исчезает из пульпы в результате химических взаимодействий;
- В) когда природная гидрофобность минералов недостаточна;
- С) повышение извлечения ценных компонентов
- Д) для увеличения выхода продуктов
- Е) когда флотационная способность минералов низкая

Список литературы:

Основная литература

1. Саидахмедов А.А., Каримов Ё.Л., Шодиев А.Н. Фойдали қазилмаларни бойитиш жараёнлари. - Ўқув кўлланма. Тошкент, 2019й.
2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни қайта ишлаш ва бойитиш. -Дарслик. Тошкент, 2009й.
3. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. 2-е издание, переработанное и дополненное. – Учебник. М. Недра-1993
4. Основы обогащения полезных ископаемых. Metso minerals. Издание 1. 2003 г.

Дополнительная литература

5. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик. М. Недра 2000. 519 с.
6. Абрамов А.А. «Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых» Москва. МГГУ 2004.
7. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

Интернет сайты

8. <http://www.ZiyoNet.uz>
9. <http://www.ngmk.uz> – «Навоийский горно-металлургический комбинат»
10. http://www.elibrary.ru/menu_info.asp – Научно электронная библиотека
11. <http://misis.ru> – Московский институт стали и сплавов
12. <http://www.mining-journal.com>. - Mining Journal
13. <http://www.rsl.ru> – Государственная библиотека России
14. <http://www.minenet.com> – Mining companies