

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

**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ  
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС**

**ПО КУРСУ**

## **ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Отрасль знания** – 300 000 Производственно техническая сфера  
**Отрасль образования** – 310 000 Инженерное дело  
**Направления образования** – 5311600 Горное дело (Обогащение  
полезных ископаемых)

**Навои – 2020 г.**

Учебно методический комплекс составлен в соответствии с типовой программой предмета.

Составители:

Донияров Н.А. - декан Химико-металлургического факультета  
Навоийского государственного горного института

Саидахмедов А.А. - старший преподаватель кафедры “Металлургия”  
Навоийского государственного горного института

## СОДЕРЖАНИЕ

Курс лекции .....	4
Методические указания для выполнения практических занятий.....	143
Темы самостоятельных работ .....	216
Глоссарий .....	218
Раздаточные материалы .....	245
Тестовые материалы .....	260

## ЛЕКЦИЯ №1

### Тема: ВВЕДЕНИЕ. ОБЩИЕ ПОНЯТИЕ О ФЛОТАЦИОННЫХ МЕТОДАХ ОБОГАЩЕНИЯ

#### План учебного занятия:

1. Основные понятия флотационного обогащения
2. Сущность флотационного процесса
3. Значение флотационного процесса

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

#### Основные понятия флотационного обогащения

**Флотационным обогащением** называют процесс разделения минералов, основанный на различной способности частиц закрепляться и удерживаться на границе раздела жидкой и газовой фаз. При этом гидрофобные частицы, закрепляясь на границе раздела фаз, всплывают на поверхность пульпы или плавают на этой поверхности, а гидрофильные не могут закрепиться на границе раздела фаз и остаются в объёме пульпы.

Флотационные методы обогащения могут быть использованы для разделения практически любых минералов, для обогащения бедных руд с весьма тонкой вкрапленностью полезных минералов. В настоящее время флотационный метод обогащения широко применяется для обогащения руд чёрных и цветных металлов, нерудных полезных ископаемых, техногенных продуктов. В промышленном масштабе с помощью флотационного метода обогащения извлекается свыше 100 минералов, при этом перерабатывается более 1 млрд. тонн в год разнообразного сырья.

При флотационном обогащении используют различия в естественной или искусственно создаваемой **смачиваемости** поверхности минералов водой, то есть её адсорбционной способности к молекулам воды. Различие в смачиваемости минеральной поверхности обусловлено значением их удельной свободной поверхностной энергии.

К группе **гидрофильных** относятся минералы, поверхность которых активно взаимодействует с водой и хорошо смачивается. Группу **гидрофобных** представляют минералы, для которых характерно слабо выраженное взаимодействие с водой. Основная масса минералов с различной степенью смачиваемости водой входит в промежуточную группу.

Под флотационной системой понимают совокупность фаз, участвующих во флотации и находящихся во взаимодействии друг с другом.

**Фаза** – это однородная по химическому составу и физическим свойствам часть флотационной системы, отделённая от других частей (фаз), имеющих иные свойства, границами раздела.

Во флотации принимают участие три фазы: твёрдая (Т), жидкая (Ж) и газовая (Г). *Твёрдой фазой* являются разделяемые частицы полезных ископаемых. *Жидкая фаза* представлена водой и растворёнными в ней веществами. Вода во флотации является средой разделения минералов, в которой протекают разнообразные физические, химические и физико-химические процессы, обуславливающие отделение одних минералов от других. *Газовой фазой* могут служить воздух и различные газы. Газовые пузырьки используются в качестве транспортирующего средства минеральных частиц, кроме того, газовая фаза может быть использована в качестве химического флотационного агента.

При взаимодействии фаз образуются границы раздела фаз. Всего может быть реализовано пять границ раздела фаз: твёрдой и жидкой, жидкой и газовой, твёрдой и газовой, жидкой и жидкой, твёрдой и твёрдой. Граница раздела газовой и газовой фаз не может быть реализована, поскольку газы смешиваются друг с другом. Граница раздела по сравнению с каждой из граничащих фаз обладает избытком свободной поверхностной энергии, которая называется *свободной поверхностной энергией*.

Уменьшение смачиваемости минерала называется *гидрофобизацией*.

Процесс флотационного разделения реализуется во *флотационной пульпе*, под которой понимают смесь тонкоизмельчённых минеральных частиц и их сростков (твёрдая фаза) с водой и растворёнными в ней веществами (жидкая фаза).

Флотация складывается из последовательных процессов: формирование флотационной системы, образование флотокомплексов и их всплывание, формирование пенного слоя, выделение пенного и камерного продуктов. Все процессы взаимосвязаны и происходят одновременно.

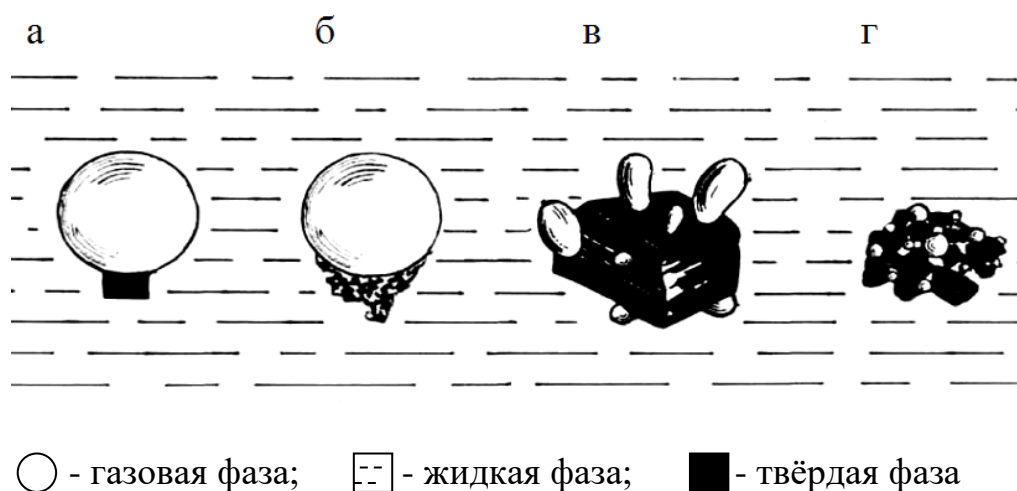


Рис. 1.1. Флотокомплексы, образованные: а - частицей и пузырьком, б - группой частиц и пузырьком, в - частицей и группой пузырьков, г - группами частиц и пузырьков (аэрофлокула)

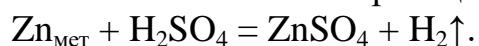
Под **флотокомплексом** понимают флотационную систему, состоящую из одной или нескольких частиц, закрепившихся на одном или нескольких газовых пузырьках и находящихся в жидкой фазе. Под **элементарным флотокомплексом** понимают флотационную систему, состоящую из одного пузырька и одной частицы. Примеры флотокомплексов приведены на рис. 1.1.

Образование флотокомплекса происходит в соответствии со **вторым законом термодинамики**, который гласит: всякая система при постоянных температуре и объёме самопроизвольно перейдёт из состояния, в котором она обладает более высокой свободной энергией, в состояние, соответствующее более низкой свободной энергии, если на пути перехода нет энергетических барьеров, или, если системе будет сообщена энергия, достаточная для преодоления этих барьеров. Процесс может идти самопроизвольно только до состояния, характеризуемого минимумом свободной поверхностной энергии. В условиях равновесия полная свободная поверхностная энергия системы минимальна.

Во флотации для образования флотокомплексов пульпу подвергают аэрированию.

Под **аэрированием** пульпы понимают её искусственное насыщение воздухом, газами или парогазовой смесью. Пульпа может быть аэрирована путём диспергирования газовой фазы, выделением газов из жидкой фазы или получением газов электрохимическим и химическим способами.

**Диспергирование** воздуха – это тонкое измельчение воздуха или газов в жидкой фазе. Выделение газов из раствора происходит при снижении парциального давления газов над жидкой фазой или нагревании. Электрохимическое получение газов (кислорода, водорода, хлора) осуществляется при электролизе воды и растворов. Химическое получение газов связано с химическими реакциями. Например:



**Флотационная пена** – это ячеистая дисперсная флотационная система, представляющая собой совокупность воздушных пузырьков, разделённых тонкими прослойками воды, на границе раздела которых закреплены минеральные частицы. Во флотационную пену переводят полезный минерал или группу полезных минералов. Флотационный пенный продукт является **концентратом**. Гидрофильные частицы остаются в объёме флотационной пульпы, образуя камерный продукт, который называется **хвостами** (или отходами). Пенные и камерные продукты постоянно выводят из флотационной системы.

Способ и порядок выделения ценных компонентов из руд может быть различным. При извлечении ценных минералов в пенный продукт флотацию называют **прямой**, а при извлечении в пенный продукт породных частиц – **обратной**. При **коллективной** флотации в общий концентрат выделяют одновременно несколько ценных компонентов и

концентрат называют *коллективным*. **Селективная** флотация предполагает последовательное получение концентратов различных ценных компонентов.

С помощью флотации можно разделить почти все минералы, так как разницу в смачиваемости поверхности разделяемых минералов можно изменять искусственно введением в процесс различных флотационных реагентов.

**Флотационные реагенты** – это химические вещества, способные избирательно адсорбироваться на границах раздела фаз и изменять физико-химические свойства, создавая условия для избирательной флотации частиц определённых минералов.

По назначению и характеру воздействия на процесс флотационные реагенты подразделяются на *гидрофобизаторы* (гидрофобизируют минеральную поверхность), *пенообразователи* (стабилизируют воздушные пузырьки и флотационную пену) и *модификаторы* (повышают избирательность закрепления собирателей на поверхности определённых минералов). Для успешной флотации применяются процессы кондиционирования реагентов, жидкой фазы и пульпы.

**Кондиционирование** – это процесс доведения флотационной системы до состояния, обеспечивающего требуемые показатели качества.

Флотацию осуществляют во флотационных машинах и аппаратах, в которых происходит перемешивание и аэрирование пульпы, избирательная минерализация воздушных пузырьков гидрофобными частицами, образование минерализованной пены и её удаление. В зависимости от способа аэрирования и перемешивания пульпы флотационные машины подразделяют на следующие группы: механические, пневмомеханические, пневматические, электрофлотационные, машины с изменяемым давлением и комбинированные.

С использованием флотационного метода обогащения перерабатывается более 90% добываемых руд цветных металлов, большое количества неметаллических полезных ископаемых, железных, марганцевых руд, углей. Широкое применение флотации объясняется универсальностью его и преимуществами перед другими методами обогащения:

- высокая производительность и высокая степень автоматизации,
- возможность переработки бедных руд с низким содержанием металлов (меди до 0,5...1%, молибдена до 0,05...0,06%),
- обогащение тонковкрапленных руд, для которых другие методы неприемлемы,
- получать высокие технологические показатели (качество концентратов и извлечение),

- комплексно перерабатывать сложные, например, полиметаллические руды с выделением в концентраты основных ценных компонентов

Термин флотация (Float – всплывать) используется для обозначения процесса сепарации, основанного на различии в физико-химических свойствах поверхности разделяемых минералов. В процессе участвуют три фазы: твердая - измельченное полезное ископаемое, жидкая - пульпа и газообразная – пузырьки воздуха.

Разделение происходит вследствие различий в способности твердых частиц закрепляться и удерживаться на границе раздела фаз. Эти различия обусловлены разными значениями удельной поверхностной энергии частиц разных минералов, мерой которых является смачиваемость поверхности. Отделяемые частицы всплывают вместе с фазой, к которой они прилипли. Различают пенную, пленочную и масляную флотацию.

Одни минералы в тонкоизмельченном состоянии в водной среде не смачиваются водой, прилипают к вводимым в воду пузырькам воздуха и всплывают с ними на поверхность, другие минералы, которые не смачиваются водой, не прилипают к пузырьками воздуха и остаются в объеме пульпы. Флотиримость различных минералов зависит от способности поверхности их смачиваться водой. Эти способности можно изменять искусственно, применяя флотационные реагенты.

Для обеспечения избирательности прилипания частиц к пузырькам воздуха вводятся различные неорганические и органические химические соединения.

Все минералы обладают большей или меньшей флотационной способностью и могут быть сфлотированы, если их поверхность будет для этого подготовлена. Не смачиваются водой и хорошо флотируются такие минералы, как графит, сера уголь, молибденит. После обработки соответствующими флотационными реагентами хорошо флотируются сульфидные минералы- галенит  $PbS$ , пирит  $FeS_2$ , халькопирит  $CuFeS_2$ . В тех же условиях плохо или совсем не флотируются окисленные минералы, например, церуссит  $PbCO_3$ , малахит  $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$ , хризоколла  $CuSiO_3 \cdot 2H_2O$ , кварц  $SiO_2$  и др.

В начале развития флотационного процесса применялось лишь отделение пустой породы и ценных компонентов, которые извлекались в один общий — коллективный концентрат. Такая флотация называется коллективной. Позже были разработаны методы разделения руды на несколько продуктов с выделением ряда ценных компонентов в разные концентраты. Получила развитие селективная флотация, основанная на различном действии реагентов на разделяемые минералы.

Для всплывания крупных частиц подъемной силы пузырька может быть недостаточно. Тогда слипание частицы с пузырьком используют для избирательного отделения минералов, например сульфидов, которые образуют комплекс частицы — пузырек, т.е. флотогранулы, имеющий



меньший удельный вес. При этом путем гравитационного обогащения отделяют частицы, образовавшие с пузырьками воздуха флотогранулы. Комбинированный флотационно-гравитационный процесс, называемый флотогравитацией, применяется при обогащении крупнозернистого материала.

Крупность частиц, способных обогащаться флотацией, находится в пределах от  $10^{-4}$  до 4,5 мм. При пенной флотации руда измельчается до размера менее 0,2 мм.

Потери в отходах (хвостах) возрастают в случае флотации самых тонких классов, близких по размеру к коллоидным, разделение которых затруднено. Пределы крупности флотируемых частиц зависят от их формы, удельного веса и от поверхностных свойств. Чешуйчатые минералы и даже листообразное золото с большим удельным весом относительно легко переходят в пенный продукт.

Крупные частицы угля (1,5—2 мм) могут также перейти в пенный продукт благодаря малому удельному весу и природной гидрофобности.

Путем подбора флотационных реагентов можно создать такие условия, когда одни минералы, присутствующие в руде, будут флотироваться, а другие нет.

Например, если в полиметаллической руде содержатся одновременно галенит, халькопирит, сфалерит и пирит, обладающие примерно одинаковой флотируемостью, то во флотационной пульпе применением различных флотационных реагентов создаются такие условия, при которых выделяются свинцовый, медный, цинковый и пиритный концентраты.

Флотация может применяться также для извлечения из промышленных растворов и сточных вод тонкодисперсных гидрофобных осадков (флотация осадков) или ионов и молекул (ионная флотация). Разработка широкой номенклатуры флотационных реагентов различного химического состава и свойств обеспечило создание методов селективной флотации полиметаллических комплексных руд.

### **Сущность флотационного процесса**

Как и всякий процесс обогащения полезных ископаемых, флотация основана на различиях в свойствах разделяемых минералов. При этом используется различие в физико-химических свойствах поверхностей минералов, а именно, различие в их удельных свободных поверхностных энергиях.

Свободная энергия частицы в любой системе складывается из ее потенциальной и поверхностной энергии. Первая из них пропорциональна массе или объему частицы, т.е. диаметру частицы в кубе, а вторая — ее поверхности, т.е. диаметру в квадрате. Очевидно, что с уменьшением размера (диаметра) частицы ее потенциальная энергия уменьшается в гораздо большей степени, чем поверхностная энергия. Поэтому, как бы ни

была мала поверхностная энергия частицы по сравнению с потенциальной, всегда можно получить частицы малых размеров, у которых поверхностная энергия будет намного больше потенциальной. Именно такие частицы участвуют во флотационном процессе разделения. Крупность флотируемых частиц обычно не превышает 0,6 мм, а при особых режимах флотации — нескольких миллиметров.

Флотационная система является гетерогенной, включающей твердую, жидкую и газообразную фазы, которые образуют поверхности раздела: жидкость — газ (ж—г), жидкость — твердое (ж—т) и твердое — газ (т—г). Каждая из поверхностей раздела фаз характеризуется своим значением свободной поверхностной энергии, появление которой обусловлено неодинаковым притяжением молекул поверхностного слоя со стороны соприкасающихся фаз (рис. 1.2). Так как молекулярные силы имеют небольшой радиус действия, то предполагают, что поверхностная энергия локализована в тонком поверхностном слое, толщина которого ненамного превышает размеры двух- трех молекул. В объемах соприкасающихся фаз 1 и 2 плотности энергий  $f_1$  и  $f_2$  постоянны; в поверхностном слое толщиной  $h = h_1 + h_2$  плотность энергии возрастает, достигая максимума на границе раздела фаз.

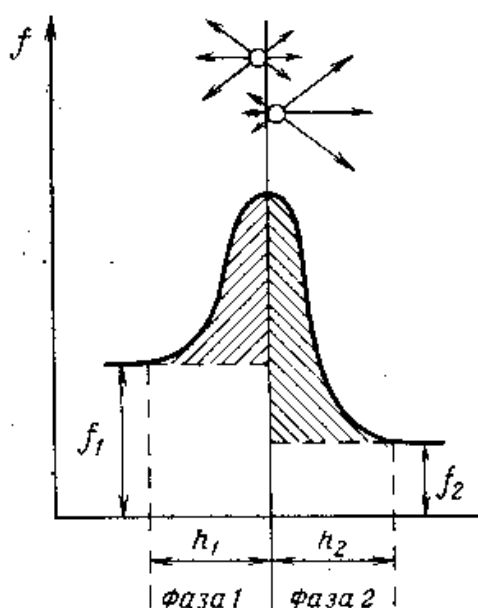


Рис. 1.2. Схема сил молекулярного притяжения на поверхности раздела фаз и распределение свободной энергии в поверхностном слое

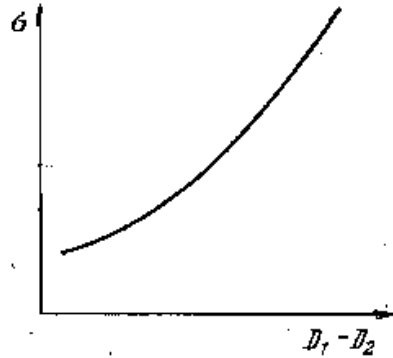


Рис. 1.3. Влияние различия в диэлектрических постоянных  $D_1$ - $D_2$  соприкасающихся фаз на значение удельной свободной поверхностной энергии  $\sigma$  на границе их раздела (по данным К.А.Разумова)

Значение удельной свободной поверхностной энергии  $\sigma$  зависит от разницы в значениях полярности соприкасающихся фаз, т.е. разницы в значениях интенсивности действующих в них молекулярных сил. Мерой полярности фазы могут служить такие ее свойства, как диэлектрическая постоянная, дипольный момент молекул и другие, так называемые молекулярные, свойства фазы. Чем больше разница в значениях полярности соприкасающихся фаз, тем меньше компенсируется взаимодействие между молекулами и ионами граничащих фаз и тем больше удельная поверхностная энергия на границе их раздела. По этой причине значение поверхностной энергии на границе раздела двух полярных фаз, а также на границе раздела двух неполярных фаз будет малое, а на границе раздела полярной и неполярной фаз — большое.

Например, воздух имеет низкую диэлектрическую постоянную, поэтому на границе его раздела с разными жидкостями удельная поверхностная энергия  $\sigma_{ж-г}$  будет более высокой для жидкостей с большими диэлектрическими постоянными (рис. 1.3). Значение  $\sigma_{ж-г}$  для воды при 20 °С составляет 72,5 мДж·м<sup>-2</sup> (72,5 мН·м<sup>-1</sup>), для жидких органических веществ оно изменяется от 20 до 40 мДж·м<sup>-2</sup>.

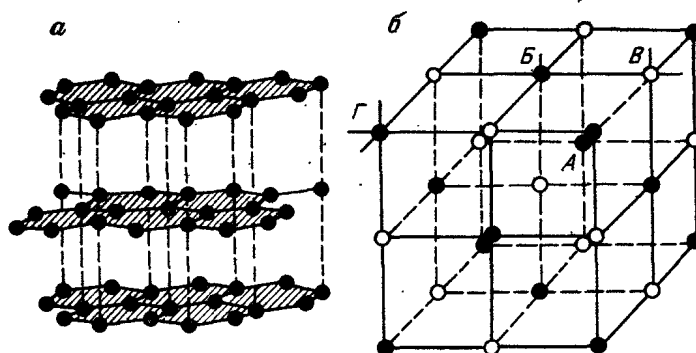


Рис. 1.4.. Кристаллические решетки графита (а) и галита (б)

Энергия взаимодействия минеральных поверхностей с водой и воздухом и значения поверхностной энергии на границе их раздела определяются характером связей, разрушаемых при дроблении и измельчении. Структурные элементы (атомы, ионы или молекулы) кристаллической решетки минералов располагаются с определенной закономерностью относительно друг друга и существующие между ними связи отличаются по своей прочности. Для прочных или сильных связей, таких, как ионная, ковалентная, металлическая и других форм атомных связей, энергия равна 80—800 кДж/моль. Молекулярная связь значительно менее прочная. Энергия, необходимая для ее разрушения, составляет всего лишь 0,08—8 кДж/моль.

Водородная связь слабее химических, но прочнее молекулярных. Если при разрушении кристалла рвутся сильные полярные связи, то энергия взаимодействия поверхности с полярными молекулами воды будет велика (значение  $\sigma_{ж-г}$  — мало), а с неполярными молекулами, например, воздуха — мала (значение  $\sigma_{ж-г}$  — велико). В этом случае молекулы воды притягиваются к поверхности твердого тела, хорошо смачивают ее и поверхность становится гидрофильной. Если же при разрушении кристалла происходит разрыв слабых связей, то образующаяся неполярная поверхность слабее притягивает дипольные молекулы воды и сильнее взаимодействует с воздухом, т.е. поверхность становится гидрофобной.

Характер обнажающихся на поверхности связей при дроблении и измельчении минералов определяется строением их кристаллических решеток.

### **Значение флотационного процесса**

Флотация способствует решению ряда важных народнохозяйственных проблем, к числу которых относятся: проблема расширения минеральных ресурсов. До открытия флотационного процесса в эксплуатацию вовлекались месторождения только богатых мономинеральных и полиминеральных крупновкрапленных руд, поддающихся обогащению другими нефлотационными методами. Флотация позволила вовлечь и эксплуатацию месторождения едних, тонковкрапленных комплексных руд; проблема комплексного использования руд

До применения флотации, например, из полиметаллических руд удавалось получать только коллективные концентраты, поскольку полезные минералы, обладающие близкими физическими свойствами, нельзя было разделить гравитационными, магнитными и другими нефлотационными процессами обогащения полезных ископаемых. Получаемые коллективные концентраты обычно были непригодны для эффективного металлургического передела, поэтому при их переработке некоторые металлы и элементы терялись и полного использования всех ценных компонентов руды не достигалось. При обогащении ряда руд и

особенно руд редких металлов, в которых полезные минералы или часть их по плотности и магнитным свойствам часто близки к минеральным породам, флотация является практически единственным способом разделения минералов и извлечения каждого из них в соответствующий концентрат; - проблема обогащения шламов. При обогащении многих полезных ископаемых гравитационными процессами иногда значительная часть извлекаемых минералов переизмельчается и Переходит в шламы До появления флотации эти шламы не могли перерабатываться и поэтому направлялись в хвосты или использовались в необогащенном виде.

Применение флотации для переработки шламов гравитационного обогащения позволило значительно улучшить комплексное использование оловянных руд, ценных и дефицитных коксующихся углей и другого сырья.

Применение флотационного процесса непрерывно расширяется. По количеству и разнообразию перерабатываемого сырья флотация занимает первое место среди других технологических процессов обогащения. Кроме того, флотацию широко применяют в металлургии (для флотационного разделения файнштейна, отделения криолита от частиц угля и алюминия), химическом производстве (для разделения хлористого аммония и бикарбоната натрия), биологии (для разделения различных видов бактерий), экологии (для удаления вредных веществ из сточных вод или нефти и мазута с поверхности прибрежных вод), сельском хозяйстве (для разделения различных семян), геологии, медицине и других отраслях народного хозяйства.

Несомненно, что вследствие универсальности флотационного процесса его значение будет все время возрастать.

**Контрольные вопросы:**

1. Общие понятие о флотационных методов обогащения?
2. На какие виды разделяется флотация?

## ЛЕКЦИЯ №2

### Тема: ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.

#### План учебного занятия:

1. Разновидности флотационных процессов.
2. Краткая характеристика раздела фаз, участвующих в элементарном акте флотации.
3. Краевой угол смачивания.

**Ключевые слова:** жидкость — газ, жидкость — жидкость, жидкость — твердое и газ — твердое, плёночная флотация, пенная флотация, вакуумная флотация, масляная флотация

#### Разновидности флотационных процессов

Флотационное разделение минералов может быть осуществлено на следующих поверхностях раздела: жидкость — газ, жидкость — жидкость, жидкость — твердое и газ — твердое.

#### Плёночная флотация

Флотационное разделение минералов на поверхности раздела жидкость — газ. Флотационное разделение минералов, происходящее на плоской поверхности раздела вода — воздух, получило название *плёночной флотации*.

Плёночная флотация основана на избирательном смачивании минеральных частиц водой и различной способности частиц закрепляться на плоской границе раздела жидкой и газовой фаз.

Недостатками плёночной флотации являются низкая производительность и нестабильность процесса. Плёночная флотация может использоваться при флотации минералов с высокой степенью гидрофобности.

Исходная смесь флотирующихся и нефлотирующихся частиц при этом подается на водную поверхность сверху. Флотирующиеся частицы удерживаются на поверхности и переносятся потоком к месту разгрузки концентрата, а нефлотирующиеся тонут и удаляются в виде хвостов. При кажущейся простоте этот процесс достаточно чувствителен, малопроизводителен и в чистом виде не получил промышленного применения.

Принцип *плёночной флотации* использован в настоящее время при флотогравитационном способе обогащения, широко применяемом в схемах доводки редкометалльных концентратов. По данному способу смесь относительно крупных частиц разделяемых минералов (С мм и более) сначала обрабатывается реагентами для повышения флотируемости загрязняющих концентрат сульфидных минералов, а затем поступает на концентрационный стол. Флотирующиеся частицы сульфидных минералов

плывут по поверхности воды (пленочная флотация), а нефлотирующиеся минералы разделяются на столе обычным способом: на тяжелую (например, касситерит или вольфрамит) и легкую (силикаты, кварц) фракции.

### **Пенная флотация**

Производительность процесса резко возрастает, если при разделении используют не плоскую поверхность раздела жидкость — газ, а криволинейную поверхность пузырьков, образуемых в пульпе, как в процессе *пенной флотации* и различных ее модификациях. В этом случае флотирующиеся частицы закрепляются на пузырьках и выносятся ими на поверхность пульпы, образуя слой минерализованной пены. В зависимости от способа насыщения пульпы пузырьками газа пенная флотация подразделяется на несколько разновидностей.

При обычной *пенной флотации*, используемой в настоящее время практически на всех флотационных фабриках, газом является засасываемый или подаваемый под давлением воздух, который диспергируется в пульпе на мелкие пузырьки с помощью различных устройств.

При *вакуумной флотации* аэрация пульпы-обеспечивается выделением воздуха из раствора. Процесс используется для обогащения коксующихся углей и является перспективным для флотации тонких шламов других полезных ископаемых.

Аналогичный процесс флотации получается, если сначала вода насыщается воздухом под повышенным давлением, а затем при атмосферном давлении выделяются пузырьки. Такая, *флотация с повышенным давлением*, или компрессионная флотация, используется для очистки воды от тонких капелек нефти, которые закрепляются на поверхности выделяющихся пузырьков и всплывают вместе с ними на поверхности очистного сооружения.

Принцип, компрессионной флотации получил развитие и используется в настоящее время в разработанном В. А. Малиновским процессе адгезионной сепарации, которая включает в себя по существу три по-разному аппаратно оформленных метода: адгезионную каскадную сепарацию (АКС), глубинную адгезионную сепарацию (ГАС) и поверхностную адгезионную сепарацию (ПАС). Все они предназначены для извлечения из шахтных, сточных или оборотных вод гидрофобных частиц, осадков и веществ в результате адгезии их на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа и отделения образующихся флотационных комплексов от объема жидкости или пульпы.

Образование пузырьков пара и выделение растворенного в воде воздуха происходят и при кипячении пульпы. Флотация кипячением применялась некоторое время для обогащения графитовых руд.

При *химической, или газовой, флотации* пузырьки газа образуются вследствие химического взаимодействия, например, между загружаемой в

пульпу кислотой и карбонатами пустой породы. В этом случае флотирующиеся минералы закрепляются на выделяющихся пузырьках углекислоты. Процесс в течение ряда лет применялся в Австралии для переработки отвалов хвостов отсадки, содержащих сфалерит.

При электрофлотации используется междуфазовая поверхность образующихся при электролизе пузырьков водорода или кислорода» крупность которых легко регулируется изменением силы тока. Процесс может быть использован для флотации мелких или весьма мелких частиц, а также при осуществлении так называемой ионной флотации и ее разновидностей (пенного фракционирования, флотации гидрофобных и гидрофобизированных осадков, флотоэкстракции), если поверхность раздела жидкость — газ используется для извлечения из растворов иона и молекул органических соединений или продуктов их взаимодействия с ионами или молекулами неорганических соединений.

При пенной сепарации исходная пульпа, предварительно обработанная реагентами, подается на пену или аэрированную жидкость. Флотирующиеся частицы удаляются с пеной, а нефлотирующиеся проходят сквозь пену под действием - силы тяжести и разгружаются в виде камерного, продукта.

Процесс пенной сепарации предложен в В.А.Малиновским и используется в настоящее время для флотационного обогащения фосфоритовых, калийных и других типов минерального сырья. Его применение оказывается особенно эффективным при обогащении материалов, крупность которых слишком велика для обычной пенной флотации, но мала для эффективного гравитационного обогащения.

Процесс гидрообеспыливания также основан на флотационных явлениях, происходящих на границе раздела жидкость—газ. В этом случае через запыленный воздух движутся капельки воды. При столкновении частичек пыли с каплями воды флотирующиеся частицы закрепляются на поверхности капель (т.е. на междуфазовой поверхности раздела жидкость — газ), а нефлотирующиеся частицы переходят внутрь капель (т. е. в жидкую фазу).

### **Масляная флотация**

Масляная флотация основана на избирательном смачивании минеральных частиц маслом и различной способности частиц закрепляться на границе раздела жидкой и жидкой фаз (масло-вода).

Для реализации масляной флотации в пульпу добавляют масло плотностью меньше плотности воды. При перемешивании пульпы образуется эмульсия из капель масла в воде. Масло хорошо смачивает поверхность гидрофобных частиц, образуя флотокомплексы из капель масла и частиц. Флотокомплексы всплывают на поверхность пульпы, образуя слой масла с гидрофобными частицами. В случае, когда плотность флотокомплекса будет больше плотности окружающей среды, флотокомплексы тонут и удаляются в виде камерного продукта.



Поверхность гидрофильных частиц плохо смачивается маслом, поэтому они не закрепляются на каплях масла и остаются в пульпе.

Недостатками масляной флотации являются: высокий расход масла, низкие производительность и селективность разделения. Широкого промышленного использования масляная флотация не получила. Ранее она использовалась при флотации коксующихся углей и сульфидов.

Флотационное разделение минералов на поверхности раздела жидкость — жидкость. На различной способности минералов закрепляться на поверхности раздела вода — масло основан процесс масляной флотации. Столкнувшись с каплями диспергированного в пульпе масла и закрепившись на них, флотирующиеся частицы удерживаются на поверхности раздела масло — вода, а нефлотирующиеся частицы остаются в пульпе. Если плотность масла меньше единицы, то его капельки вместе с закрепившимися частицами всплывают на поверхность пульпы, образуя слой минерализованного масла, который затем удаляется. Если используется небольшое количество масла с высокой плотностью, то образующиеся минерализованные гранулы опускаются на дно, а нефлотирующиеся зерна выносятся вверх восходящим потоком воды. Флотационный процесс в таком исполнении называется грануляционным.

Процесс масляной флотации вследствие большого расхода масла промышленного применения не получил.

Грануляционный процесс применяется до настоящего времени на некоторых зарубежных фабриках для обогащения коксующихся углей. Используемое в процессе флотации масло регенерируется при коксовании угля.

Поверхность раздела жир — вода используется в промышленных условиях для улавливания алмазов. При обогащении на жировых поверхностях на дно желоба, по которому течет содержащая алмазы пульпа, или на барабан наносится слой вязкого жира. Алмазы закрепляются на поверхности раздела жир — вода, а пустая порода сносится потоком пульпы.

В процессе флотации при автоклавной плавке серных концентратов используется способность частиц пустой породы закрепляться на поверхности каплей воды, находящихся внутри расплава серы, т. е. на поверхности раздела вода — расплав серы. Так как плотность нагруженных капелек воды, меньше плотности расплава серы, то они поднимаются на поверхность расплавленной серы, вынося с собой пустую породу, в результате чего достигается очистка серы от загрязняющих ее минеральных примесей.

Флотационные процессы на поверхностях раздела твердое — жидкость и твердое — газ. Лабораторными исследованиями установлено, что на поверхности раздела вода — стекло или вода — металл могут закрепляться некоторые минералы. Такой способ выделения минералов получил название *флотации твердой стенкой*.

В настоящее время принцип флотации твердой стенкой реализуется в так называемой флотации с носителем, когда для повышения извлечения тонких гидрофобных частиц в пульпу добавляют хорошо извлекаемые крупные частицы (носители). Тонкие частицы закрепляются на поверхности частиц носителя и флотируются вместе с ними в пену.

В качестве флотационного процесса на поверхности раздела твердое — вода можно рассматривать коагуляцию (слипание) минеральных частиц в пульпе, широко используемую в технике для осветления шламовых вод. Роль твердой фазы в данном случае играют слипшиеся минеральные частицы.

Аналогичным образом явление слипания твердых частиц в аэрозолях и дымах можно рассматривать как процесс их закрепления на поверхности раздела газ — твердое. Роль твердой фазы здесь играют взвешенные частички пыли, а газообразной — воздух или дымовой газ.

При пенной флотации через пульпу, содержащую флотационные реагенты, продувают воздух. Частицы, не смачиваемые водой, прилипают к поверхности воздушных пузырьков. Пузырьки с закрепившимися на них частицами всплывают в камере флотационной машины вверх и формируют на поверхности пульпы пенный слой. Частицы других минералов, хорошо смачиваемые водой, не прилипают к пузырькам воздуха и остаются в объеме пульпы во взвешенном состоянии.

При пленочной флотации измельченная руда, подлежащая разделению, насыпается с небольшой высоты на поверхность воды. Несмачиваемые частицы остаются на поверхности воды и выделяются во флотационный продукт, смачиваемые водой — переходят в водную фазу и выделяются в другой продукт.

Масляная флотация состоит в избирательном смачивании частиц минералов диспергированным в воде жидким маслом (керосином и др.) в виде мелких капель. При этом образуются агрегаты частиц, заключенные в масляные оболочки, которые всплывают на поверхность пульпы.

Пленочная и масляная флотации имеют низкую производительность. Наиболее распространена пенная флотация.

Несмачиваемые или плохо смачиваемые водой минералы называют гидрофобными (с древнегреческого «гидро» – вода, «фобос» - страх), т.е. боящимися воды. Смачиваемые минералы называют гидрофильными («филеус» – любовь), т.е. любящими воду.

При флотации одна часть извлекаемых минералов (чаще — ценный компонент) переходит в пенный продукт, другая — остается в пульпе и образует камерный продукт. При извлечении в пенный продукт ценных минералов флотацию называют прямой; при извлечении в пенный продукт пустой породы — обратной.

Для флотации необходимо вводить в пульпу флотационные реагенты. Собиратели или коллекторы адсорбируются на поверхности

твердой фазы, формируют или усиливают природную гидрофобность поверхности и способствуют прилипанию частиц к пузырькам.

Вспениватели адсорбируются на поверхности раздела жидкость – газ и способствуют образованию пены. Для регулирования флотации применяются реагенты-регуляторы, которые регулируют водородный показатель среды рН. Кроме того, есть реагенты-активаторы, активирующие прилипание минералов к пузырькам воздуха. Активаторы образуют на поверхности минералов химические соединения и тем активируют флотацию частиц. Реагенты-подавители или депрессоры подавляют прилипание.

В начале развития флотационного процесса применялось лишь отделение пустой породы и ценных компонентов, которые извлекались в один общий — коллективный концентрат. Такая флотация называется коллективной. Позже были разработаны методы разделения руды на несколько продуктов с выделением ряда ценных компонентов в разные концентраты. Получила развитие селективная флотация, основанная на различном действии реагентов на разделяемые минералы.

Для всплывания крупных частиц подъемной силы пузырька может быть недостаточно. Тогда слипание частицы с пузырьком используют для избирательного отделения минералов, например сульфидов, которые образуют комплекс частицы — пузырек, т.е. флотогранулы, имеющий меньший удельный вес. При этом путем гравитационного обогащения отделяют частицы, образовавшие с пузырьками воздуха флотогранулы. Комбинированный флотационно-гравитационный процесс, называемый флотогравитацией, применяется при обогащении крупнозернистого материала.

Крупность частиц, способных обогащаться флотацией, находится в пределах от 10-4 до 4.5 мм. При пенной флотации руда измельчается до размера менее 0,2 мм. Потери в отходах (хвостах) возрастают в случае флотации самых тонких классов, близких по размеру к коллоидным, разделение которых затруднено. Пределы крупности флотируемых частиц зависят от их формы, удельного веса и от поверхностных свойств. Чешуйчатые минералы и даже листообразное золото с большим удельным весом относительно легко переходят в пенный продукт. Крупные частицы угля (1,5—2 мм) могут также перейти в пенный продукт благодаря малому удельному весу и природной гидрофобности.

### **Краткая характеристика раздела фаз, участвующих в элементарном акте флотации**

Основной и определяющей стадией флотационного процесса является элементарный акт флотации, под которым подразумевают закрепление единичного зерна на поверхности раздела фаз.

К наиболее важным в практическом отношении фазам, используемым при флотации, относятся вода (жидкость), минерал

(твердое) и воздух (газ). Возможность элементарного акта при этом зависит от свойств поверхностей раздела вода— воздух (жидкость — газ) и минерал — вода (твердое — жидкость) .

*Свойства поверхности раздела вода — воздух* определяются главным образом значением ее удельной свободной поверхностной энергии  $\sigma_{г-ж}$  и структурой поверхностного слоя молекул воды на границе раздела газ — жидкость, которые, в свою очередь, зависят от наличия и концентрации растворенных солей, аполярных или гетерополярных органических соединений в воде.

Наличие свободной поверхностной энергии на границе раздела вода — воздух и стремление системы в соответствии со вторым законом термодинамики к минимальным значениям ее приводят к сокращению поверхности пузырька, находящегося в воде, до тех пор, пока капиллярное давление воздуха или газа в нем не приведет к равновесию системы. Давление  $p_k$  внутри пузырька, если его размеры превышают радиус действия межмолекулярных сил, т. е. больше или равны 0,2 мкм, определяется в соответствии с первым законом капиллярности по формуле

$$p_k = \sigma_{г-ж} (1/R + 1/p)$$

где  $R$  и  $p$  — главные радиусы кривизны поверхности пузырька.

Если она сферическая, то  $R = p = R_{ш}$  и тогда

$$p_k = -2 \sigma_{г-ж} / Y_{ш}$$

Значение  $p_k$  существенно влияет на прочность закрепления частицы на пузырьке, а также на жесткость поверхности пузырька при изменении его размера.

Стремлением к уменьшению свободной энергии объясняется коалесценция (слияние) пузырьков воздуха или капелек аполярных масел в воде, поскольку это приводит к сокращению поверхности раздела вода — воздух или аполярное масло — вода.

При коалесценции, например, двух одинаковых по размеру пузырьков (или капелек) поверхность образующегося пузырька (или капли) примерно на 25 % меньше исходной суммарной поверхности пузырьков (капелек). Уменьшится при этом в результате увеличения размера пузырьков или капли и значение капиллярного давления в них.

Если в объеме воды присутствуют капельки аполярных масел (углеводородных жидкостей) или гетерополярных органических соединений (длинноцепочечных спиртов, жирных кислот, аминов), применяемых при флотации в качестве реагентов, то при столкновении с пузырьком они могут растекаться по его поверхности.

Пограничные слои воды называют гидратными слоями. По сравнению с водой в объеме они имеют повышенную вязкость и пониженную растворяющую способность, скорость диффузии растворенных в них веществ меньше.

Особые свойства гидратных слоев обусловлены структурой расположения в них молекул воды; при этом структура и толщина гидратных слоев зависят от степени полярности соприкасающихся фаз.

Структуру гидратного слоя, обеспечивающую минимальное, значение свободной энергии системы полярная жидкость (вода) — аполярное вещество (воздух), можно представить в виде слоя молекул воды на пузырьке, соприкасающихся противоположными по знаку концами диполей (рис. 1.5, а), что приводит к взаимной компенсации их дипольных моментов и резкому ослаблению взаимодействия с молекулами воды в объеме. В результате этого толщина гидратного слоя минимальна.

Замена поверхности раздела воздух — вода поверхностью раздела аполярное масло—вода не изменит существенно структуру и толщину гидратного слоя вокруг капельки масла или пузырька воздуха, покрытого маслом (рис. 1.5. б).

Значительные изменения полярности поверхности и структуры гидратных слоев наблюдаются при закреплении (адсорбции) на пузырьке гетерополярных молекул, имеющих аполярный (углеводородный) радикал и полярную группу. Адсорбция таких молекул сопровождается уравниванием полярностей соприкасающихся фаз, уменьшением их разности и вследствие этого понижением свободной поверхностной энергии системы в результате особой ориентации гетерополярных молекул на границе раздела газ — жидкость. Полярной частью они будут обращены к полярной жидкости — воде, аполярным радикалом — к воздуху.

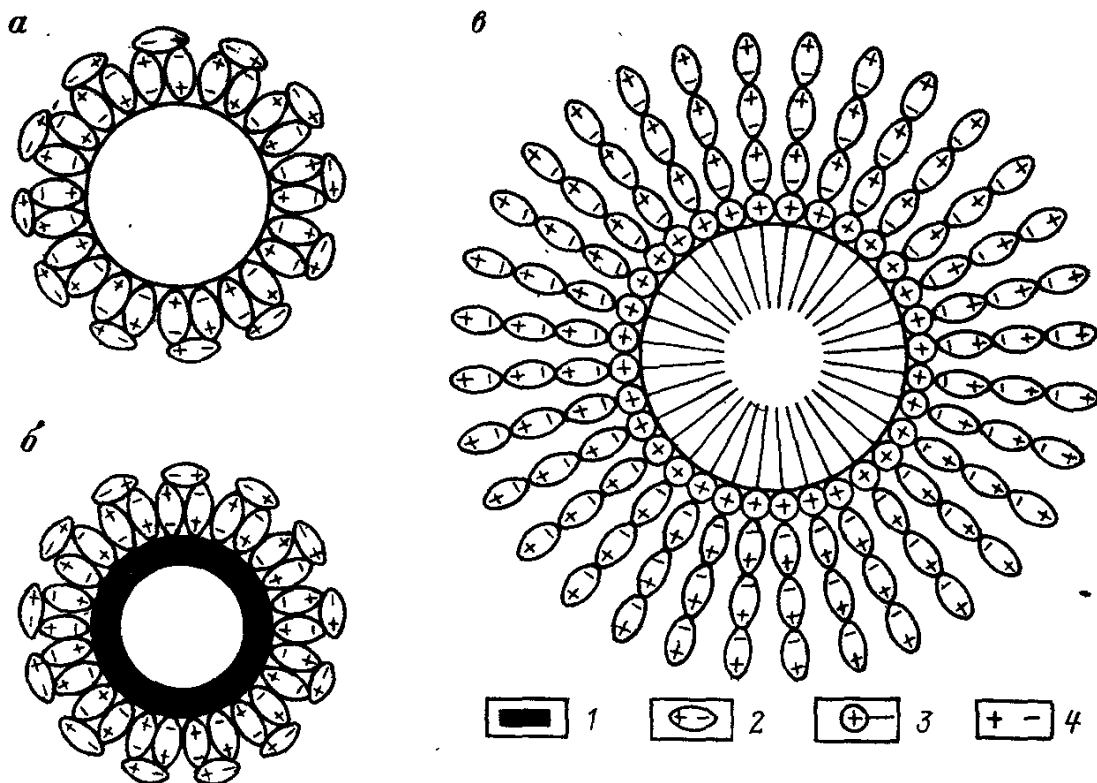


Рис 1.5. Структура гидратного слоя на поверхности пузырьков воздуха в воде:

а-чистого; б-покрытого маслом; в-покрытого гетерополярными молекулами; 1-масло; 2-дипольные молекулы воды; 3-гетерополярные молекулы; 4-знак диполя

Свойства поверхности раздела минерал — вода зависят от кристаллохимического строения минерала, определяющего характер, число и расположение образующихся при измельчении связей. Чем больше связей разрушено и чем они сильнее, тем больше полярность и заряд поверхности.

В результате притяжения к заряженной поверхности ионов противоположного знака (противоионов) на границе раздела минерал-вода образуется двойной электрический слой ДЭС, схематический изображенный на рис. 1.6. Приведенном примере на поверхности минерала анионов больше, чем катионов и они составляют внутреннюю обкладку ДЭС (слой А). К заряженной внутренней обкладке ДЭС притягиваются противоионы, образуя внешнюю обкладку ДЭС (слои К и К'). Противоионы, непосредственно прилегающие к внутренней обкладке ДЭС, прочно связаны с заряженной поверхностью минерала и при движении минерала в жидкости перемещаются вместе с ним. Эти противоионы (расположенные в слое К) составляют плотную часть внешней обкладки ДЭС, или слой Штерна. Удаленные от внутренней обкладки противоионы связаны с ней слабее и при перемещении минерала

в жидкости отстают от минерала. Этот слой противоионов (слой К') называют диффузным или слоем Гюи.

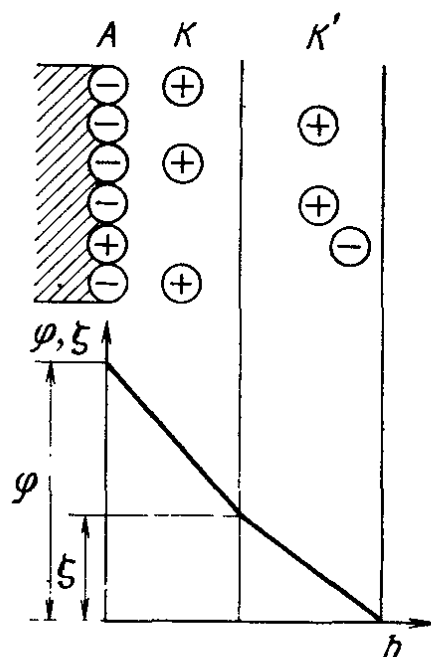


Рис. 1.6. Структура двойного электрического слоя и распределение в нем термодинамического  $\varphi$  и электрокинетического  $\xi$  потенциалов ( $h$ -расстояние от поверхности минерала)

### Краевой угол смачивания

Краевой угол смачивания - угол, образованный касательными к поверхности минерала и пузырька на границе раздела трех фаз

Краевой угол смачивания изменяется в широких пределах от  $0^\circ$  до  $180^\circ$ .

$0^\circ$  – абсолютная смачиваемость, полная гидрофильность, капля полностью растекается по поверхности минерала.

$18^\circ$  – абсолютная несмачиваемость, предельная гидрофобность, капля воды совершенно не растекается по поверхности минерала.

Чем больше значение краевого угла, тем хуже минерал смачивается водой, тем лучше флотуемость.

Практика флотации показала, что минеральные частицы могут флотироваться не только тогда, когда краевой угол больше  $90^\circ$ , но и тогда, когда значение его меньше  $90^\circ$ . Так многие минералы флотируются при значении краевого угла  $10...15^\circ$ .

Рассмотренные закономерности и зависимости справедливы лишь для статических условий, в то время как процесс прилипания минеральных частиц к пузырькам воздуха происходит в пульпе при непрерывном и интенсивном перемешивании. Прилипание, следовательно, и флотуемость минералов зависит от большого количества факторов:

- физико-химических свойств поверхности минералов;
- их крупности;

- характера и концентрации реагентов;
- степени (времени) перемешивания;
- плотности пульпы (соотношение Т : Ж);
- количества, крупности и прочности пузырьков воздуха;
- вероятности столкновения пузырьков с зернами минералов

Активность поверхности минералов по отношению к воде и флотационным реагентам определяется ее энергетическим состоянием. На поверхности имеются атомы с некомпенсированными зарядами и часть их энергии остается свободной. Это удельная свободная поверхностная энергия – избыток энергии, приходящейся на единицу поверхности раздела фаз. Возникает из-за некомпенсированности сил в межфазном поверхностном слое, обозначается  $\sigma_{ж-г}$ ,  $\sigma_{ж-г}$ ,  $\sigma_{ж-г}$ . Для жидкостей употребляют термин «поверхностное натяжение», который является условным и представляет собой математическое понятие, эквивалентное поверхностной энергии.

Результаты взаимодействия минерала с водой зависят не только от его свободной поверхностной энергии, но и от энергии взаимодействия молекул воды между собой, т.е. от явлений адгезии и когезии. Взаимное притяжение молекул одного и того же вещества называется когезией. Характеризуется работой когезии ( $\text{эрг}/\text{см}^2$ ), которую необходимо произвести для разрыва, например, столба жидкости сечением  $1 \text{ см}^2$  на два столба того же сечения.

Первой стадией взаимодействия воды с поверхностью минерала является смачивание ее водой. Для растекания воды (смачивания) по поверхности частицы необходимо, чтобы работа адгезии между водой и минералом была больше работы когезии для воды  $W_a > W_k$ .

Для воды, частицы и воздушного пузырька, работа адгезии равна:

$$W_a = \sigma_{ж-г} + \sigma_{ж-г} - \sigma_{ж-г}$$

Степень смачивания твердой поверхности водой количественно выражается величиной краевого угла смачивания  $\Theta$ , который принято отсчитывать в сторону жидкой фазы (рис. 1.7).

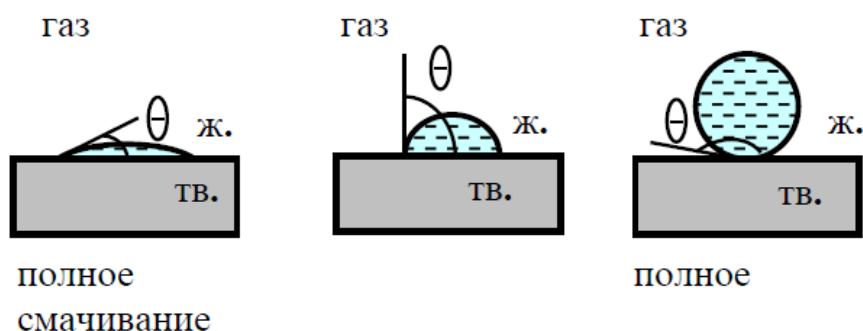


Рис 1.7. Степень смачивания твердой поверхности с водой



Равновесное значение краевого угла определяется из условия равновесия сил поверхностного натяжения на трехфазном периметре контакта (уравнение Давидова-Неймана, рис. 1.8

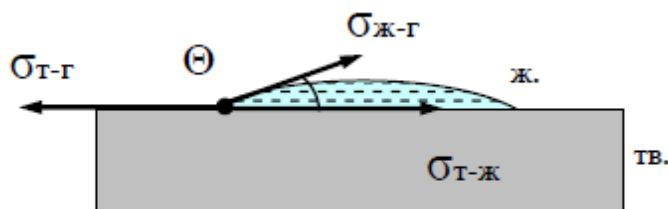


Рис 1.8. Равновесное значение краевого угла смачивания

Силы приложены к единице длины периметра контакта и спроектированы на плоскость, в которой он находится. Этот периметр называют трехфазным периметром смачивания. Уравнение Давидова-Неймана имеет вид:

$$\sigma_{Т-ж} + \sigma_{Т-ж} \cos \Theta = \sigma_{Т-г}$$

Отсюда равновесный угол смачивания

$$\cos \Theta = (\sigma_{Т-г} - \sigma_{Т-ж}) / \sigma_{Т-ж}$$

Работу адгезии можно выразить через краевой угол

$$Wa = \sigma_{Т-ж} (1 + \cos \Theta)$$

Если  $\Theta = 0$ ,  $\cos \Theta = 1$  – полное смачивание, предельно гидрофильная поверхность;  $Wa = 2 \sigma_{Т-ж}$ . При  $\Theta = 90^\circ$ ,  $\cos \Theta = 0$  – гидрофобный материал,  $Wa = \sigma_{Т-ж}$ .

При  $\Theta = 180^\circ$ ,  $\cos \Theta = -1$  – полное несмачивание, предельно гидрофобная поверхность;  $Wa = 0$ .

В реальных условиях  $0 \leq Wa \leq 2 \sigma_{Т-ж}$ .

Чем хуже минерал смачивается водой, т.е. чем он гидрофобнее, тем легче происходит вытеснение воды с поверхности минерала при закреплении частицы на воздушном пузырьке. Уменьшение смачиваемости минерала достигается введением в пульпу специальных реагентов.

Исследованиями Б.В. Дерягина установлено, что при взаимодействии кристаллической решетки минералов с водой на твердой поверхности образуются упорядоченные гидратные слои, толщина которых может достигать 0.1 мкм (1000 ангстрем). Упорядоченность диполей воды в гидратных слоях зависит от расстояния от поверхности минерала.

Первые слои гидратной оболочки на твердой поверхности образуются в результате адсорбции диполей воды. Эти слои правильно ориентированы. В последующих слоях действуют в основном силы водородной связи. По мере удаления от твердой поверхности упорядоченность и устойчивость гидратных слоев снижается (рис. 1.9).

Это снижение происходит тем быстрее, чем ниже поверхностная энергия минерала и доля ионных связей в этой энергии.

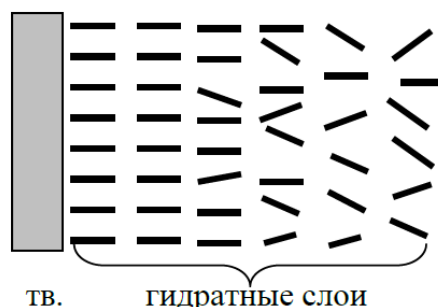


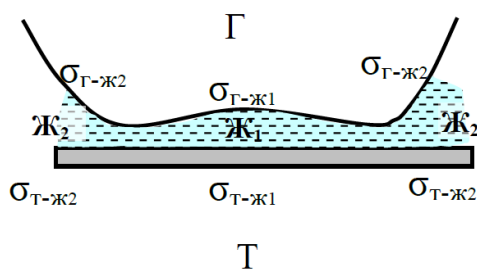
Рис 1.9. Удаления от твердой поверхности упорядоченность и устойчивость гидратных слоев

Свойства гидратных слоев отличаются от свойств воды в объеме. Они имеют повышенную вязкость, пониженную растворяющую способность и скорость диффузии растворенных веществ. Эти особенности связаны с высокой прочностью сцепления ориентированных диполей воды между собой и с поверхностью минерала. Гидратированность частиц определяется в основном устойчивостью гидратного слоя, а не его толщиной. Степень гидратации поверхности:

$$H = \frac{e^2(1 - 1/D)}{r},$$

где  $e$  – заряд иона,  $r$  – радиус иона, к которому прикрепился диполь воды,  $D$  – диэлектрическая постоянная, для воды  $D = 81$ .

Исследованиями А.Н. Фрумкина установлено, что под прилипшим к твердой поверхности пузырьком воздуха остается остаточный гидратный слой толщиной от 3 до 400 Å. Он расположен по всей площади основания пузырька и не препятствует прилипанию, что объясняется особым состоянием молекул воды в нем.



При этом образуется как бы новая пленочная фаза, отличная по свойствам от свойств воды в объеме. Толщина остаточного слоя тем меньше, чем более гидрофобна поверхность минерала. Чем меньше толщина остаточного гидратного слоя, тем больше значение краевого угла смачивания.

Структура и устойчивость гидратных слоев зависит также и от состояния воды. Например, в талой воде определенное время еще сохраняется высокая упорядоченность молекул как в твердом состоянии

воды (лед). Большая часть энергии этих молекул израсходована на взаимодействие друг с другом, что ослабляет их взаимодействие с минералом. Поэтому некоторые гидрофильные минералы в талой воде, например кварц, входящий в состав сопутствующих пород, проявляют некоторую гидрофобность (краевой угол смачивания доходит до 60°). Аномальные свойства приобретает и вода, прошедшая магнитную обработку.

Флотируемость минерала определяется суммарным эффектом, вызываемым гидратным слоем молекул воды и адсорбционным слоем реагента.

**Контрольные вопросы:**

1. Общие понятия о флотационных методах обогащения?
2. На какие виды разделяется флотация?
3. Назовите типы флотационных реагентов?
4. Какие продукты получают после флотации?

## ЛЕКЦИЯ №3

### Тема: ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ МИНЕРАЛОВ С ВОДОЙ

#### План учебного занятия:

1. Факторы, влияющие на минерализацию пузырьков и пенную флотацию частиц
2. Вероятность столкновения частицы с пузырьком

**Ключевые слова:** минерал, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

#### Факторы, влияющие на минерализацию пузырьков и пенную флотацию частиц

Пенная флотация осуществляется в условиях турбулентного (вихревого) движения пульпы, так как при ламинарном ее движении частицы минералов стали бы осаждаться на дно флотационной машины. При этом пульпа вместе с увлекаемыми частицами и пузырьками перемещается по криволинейным траекториям, что вызывает появление центробежных сил, под действием которых пузырьки воздуха, имеющие плотность меньше плотности пульпы, начинают двигаться в пульпе от периферии вихря к его центру и одновременно всплывать. Частицы минералов, плотность которых больше плотности пульпы, наоборот, двигаются в пульпе от центра вихря к периферии и одновременно тонут под действием силы тяжести. Противоположное движение частицы и пузырька приводит к их встрече и закреплению частицы на пузырьке.

Общую схему векторов ускорений и сил, действующих на частицу при ее закреплении на пузырьке и криволинейном движении минерализованного пузырька в пульпе, по К. А. Разумову, можно представить следующим образом.

Скорости пузырька и частицы до ее закрепления на пузырьке складываются из скорости переносного движения пульпы и скорости относительно движения их в пульпе. Так как центробежные силы, возникающие при вихревом движении пульпы, намного больше сил тяжести, то вертикальные составляющие относительных скоростей движения пузырьков и частиц малы по сравнению с радиальными составляющими этих скоростей. Поэтому скоростями всплывания пузырьков и падения частиц можно пренебречь и учитывать только скорости радиального движения пузырьков к центру вихря, а частиц — к периферии.

Вследствие относительного движения пузырька пульпа обтекает его поверхность по линиям  $a-a$  (рис. 1.10), и частица после столкновения с пузырьком (положение Л)' начинает скользить по его поверхности к кормовой части. Вектор абсолютной скорости скользящей частицы равен

геометрической сумме трех векторов: скорости  $v_n$  переносного движения пульпы, скорости  $v_R$  относительного (радиального) движения пузырька в пульпе и скорости  $v_0$  относительного движения частицы по пузырьку.

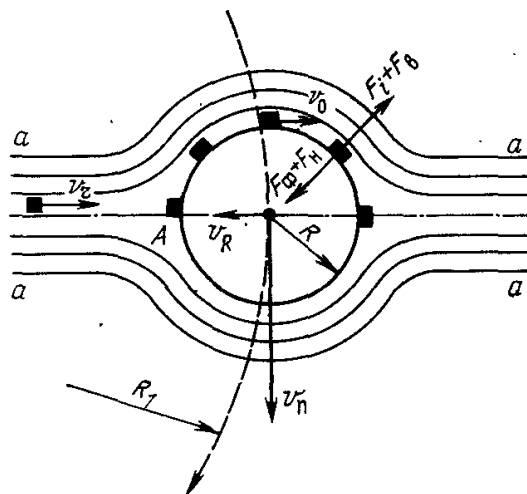


Рис.1.10 Закрепление частицы на пузырьке:  $R$ -радиус вращения пульпы и пузырька

Вектор абсолютного ускорения частицы будет также равен геометрической сумме трех векторов: ускорения переносного движения пульпы; ускорения относительного движения (скольжения) частицы по поверхности пузырька и ускорения Кориолиса, направленного перпендикулярно к относительной скорости частицы в пульпе и возникающего благодаря силе Кориолиса, обусловленной движением тела относительно вращающейся системы. Предполагается, что скорость радиального перемещения пузырька постоянна, поэтому ускорение относительного движения пузырька в пульпе равно нулю.

При работе механической флотационной машины ускорение относительного движения частицы по пузырьку во много раз больше ускорения переносного движения. Поэтому в первом приближении можно считать, что абсолютное ускорение частицы равно ускорению скольжения частицы по пузырьку и направлено от центра тяжести к центру пузырька. Отрывают частицу от пузырька центробежная сила  $F_i$  и сила, обусловленная давлением воздуха  $F_n$  на контактирующую с пузырьком грань частицы. Последняя равна сумме сил, обусловленных гидростатическим давлением пульпы на уровне точки Л, давлением лобового сопротивления пульпы в точке Д, возникающим вследствие движения пузырька в пульпе, и капиллярным давлением вследствие поверхностного натяжения и кривизны пузырька в точке А (см. рис. 3.2). Препятствует отрыву частицы от пузырька флотационная сила  $F_\phi$  и сила  $F_n$ , обусловленная давлением пульпы на нижнюю, обращенную в сторону пульпы грань частицы. Последняя определяется разницей между гидростатическим давлением пульпы на уровне нижней грани частицы и

понижением давления, обусловленным движением пузырька и частицы в пульпе.

В условиях равновесия сумма сил, отрывающих частицу от пузырька и препятствующих ее отрыву, будет равна, т. е.

$$F_{\phi} + F_{\pi} = F_i + F_{\sigma}.$$

Чем больше сдвинуто равновесие в сторону преобладания сил прикрепления, тем прочнее контакт минеральных частичек с пузырьком.

Механизм минерализации пузырьков при флотации отличается большой сложностью. В процессе флотации участвуют миллионы пузырьков и частиц и вероятность флотации каждой из них зависит от вероятности отдельных этапов этого процесса. К ним относятся: взаимодействие частиц с реагентами, столкновение их с пузырьками, закрепление на пузырьках, действие отрывающих сил, условия образования и разрушения сложных аэрофлокулов, процессы, происходящие в пенном слое, и т. д. В реальных условиях каждый этап осложняется тем, что в нем участвуют частицы разных минералов, различающиеся свойствами поверхности, формой, плотностью, размерами и др. Поэтому взаимосвязь явлений единого флотационного процесса весьма сложна и многообразна. Об этом наглядно свидетельствует схема главных факторов, определяющих вероятность флотации (по В. И. Классену), приведенная на рис. 1.11.

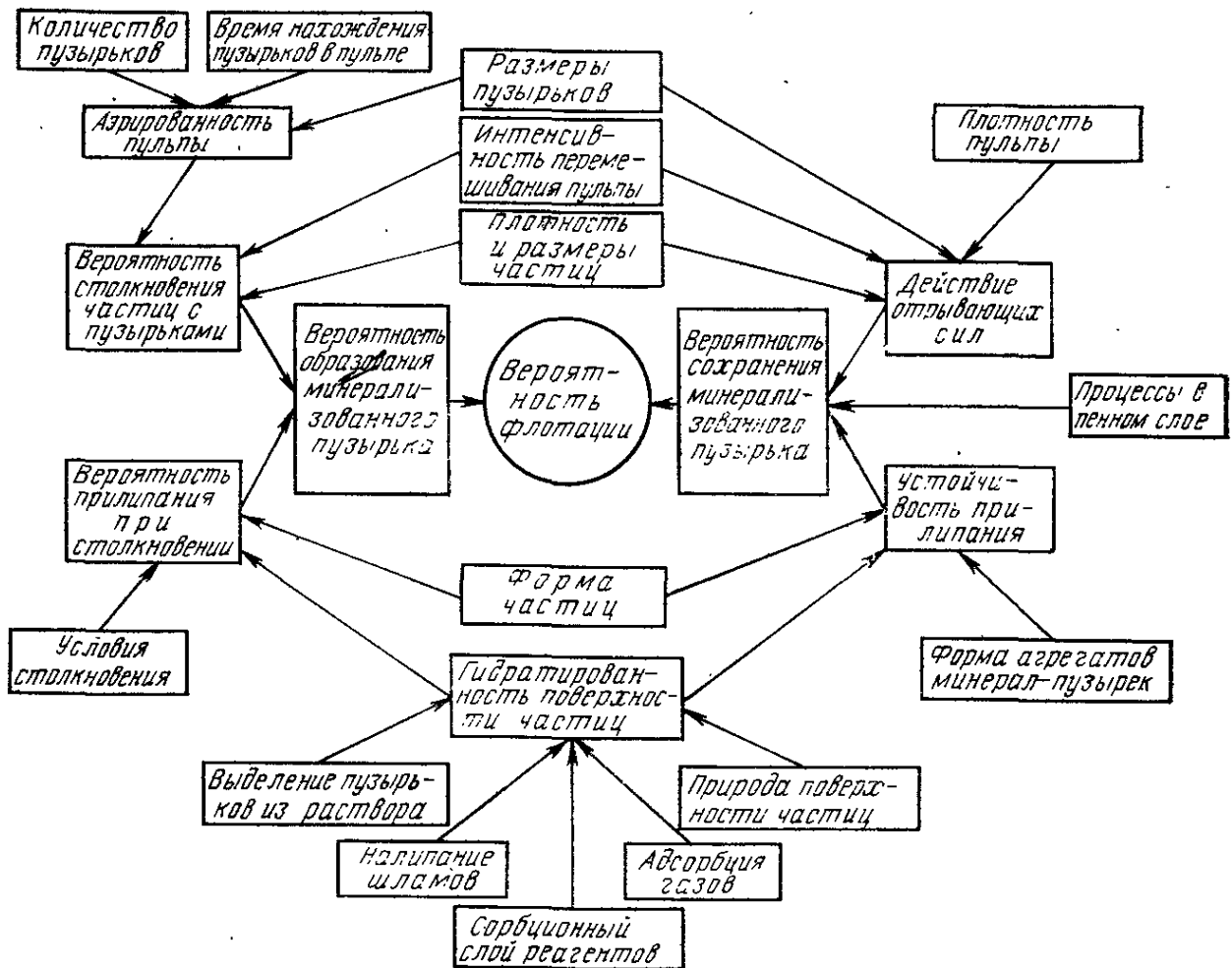


Рис. 1.11. Главные факторы, определяющие вероятность флотации (по В.И.Классену)

Под столкновением понимается сближение пузырька и частицы до расстояний, когда начинают преобладать не гидродинамические, а поверхностные силы. Вероятность  $\omega_c$  характеризуется отношением массы частиц, столкнувшихся с пузырьками в единицу времени, к общей массе частиц в пульпе.

Под закреплением понимается проявление поверхностных свойств частицы и пузырька, заканчивающееся образованием трехфазного контакта между ними. Вероятность  $\omega_{закр}$  характеризуется отношением массы закрепившихся на пузырьках частиц к массе частиц, столкнувшихся с пузырьками. Под сохранением закрепившихся на пузырьках частиц понимается сохранение трехфазного контакта между ними до выхода в пенный слой. Вероятность  $\omega_{сохр}$  характеризуется отношением массы частиц, вынесенных в пену, к массе частиц, закрепившихся на пузырьках.

Вероятностью  $\omega_f$  удержания частиц в пене называется отношение массы частиц, извлеченных в концентрат, к массе частиц, вынесенных в пену.

Чем больше вероятность каждого из перечисленных событий, тем больше вероятность  $\omega_f$  пенной флотации.

### **Вероятность столкновения частицы с пузырьком**

Вероятность  $\omega_c$  столкновения частиц с пузырьком зависит от их скорости движения, количества, формы и размера; на нее влияют также плотность частиц, вязкость и плотность среды. Столкновение частицы с пузырьком определяется в основном гидродинамическим режимом, для характеристики которого используются: число (параметр) Рейнольдса  $Re$ , характеризующее режим движения частицы и пузырька; число (критерий) Стокса  $St$ , характеризующее инерционность частицы, и иногда критерий Фруда  $Fr$ , характеризующий соотношение между инерционными факторами, с одной стороны, и влиянием эффекта закрепления и седиментации — с другой.

Вследствие увлечения частиц током жидкости (см. рис. 3.2) с пузырьком столкнется лишь часть частиц, двигающихся в цилиндрической трубке, радиус поперечного сечения которой, (площадью  $\sigma_c$ ) равен сумме радиусов пузырька  $R$  и частицы  $r$ .

Наибольшее сечение (площадью  $\sigma_0$ ) трубки радиусом  $l$ , из которой все частицы осаждаются на пузырек, называется сечением столкновения.

Отношение числа частиц, столкнувшихся с пузырьком, к числу частиц, которые столкнулись бы с ним, если бы двигались (как и в отсутствие пузырька) прямолинейно, а не по линиям тока, называют коэффициентом захвата  $E$ . Значение его, характеризующее вероятность  $\omega_c$  столкновения определяется соотношением площадей поперечного сечения  $\sigma_c$  и  $\sigma_0$ :

$$E = \sigma_c / \sigma_0 = \pi l^2 / \pi (R + r)^2 = l^2 / (R + r)^2.$$

Результаты экспериментальных исследований и расчета по приближенным формулам показывают, что коэффициент захвата возрастает с увеличением размера  $d$  и плотности частиц и убывает с ростом размера  $D$  пузырька (рис. 3.4,а). Это объясняется тем, что, чем больше диаметр  $D$  пузырька, тем сильнее искажается поле скоростей жидкости и увеличивается вероятность огибания частицей (вместе с потоком жидкости) пузырька без столкновения с ним.

### **Вероятность закрепления частицы на пузырьке**

Вероятность  $\omega_{закр}$  закрепления частицы на пузырьке зависит как от гидродинамических параметров процесса (скорости, размера и формы пузырька и частицы, времени их контакта при соударении, массы частицы), так и от свойств поверхности пузырька и частицы, для регулирования которых используются флотационные реагенты.



Основной потенциальный барьер при закреплении частицы на пузырьке обусловлен необходимостью понизить толщину гидратной прослойки между ними в каком-либо месте до критического значения.

Для крупных частиц это достигается за счет инерционных сил. Вероятность закрепления частицы на пузырьке возрастает с увеличением плотности частиц и силы удара ее о пузырек. Оптимальная скорость столкновения частиц флотационной крупности, по данным Ф. Шпетла и Ф. Дедека, находится в пределах 2—10 см/с. При большей скорости частицы отскакивают от упругой поверхности пузырька.

Если инерции частицы недостаточно для разрушения водной прослойки в месте удара, то закрепление ее может произойти при последующем скольжении по пузырьку. Условия скольжения зависят от силы удара и угла падения частицы. Чем больше угол, под которым частица ударяется о поверхность пузырька, и чем дальше точка удара от вертикальной оси, тем меньше нормальная составляющая силы удара, способствующая разрушению гидратной прослойки, и больше тангенциальная его составляющая, под действием которой частица отскакивает от поверхности пузырька или скользит по ней. С увеличением тангенциальной составляющей вероятность закрепления частиц на пузырьке уменьшается.

Для мелких частиц, обладающих малой инерцией, скольжение по поверхности пузырька является основным механизмом их закрепления.

«Безынерционные» частицы могут соприкоснуться с поверхностью пузырька, например, вследствие возникновения прижимной силы, обусловленной тем, что выше экваториальной плоскости линии тока жидкости все же стремятся приблизиться к пузырьку и увлекают за собой частицы. По достижении критической толщины водной прослойки между частицей и пузырьком начинают действовать дальнедействующие молекулярные и электростатические силы, которые могут привести к притяжению и преодолению энергетического барьера с образованием трехфазного периметра смачивания. Вероятность закрепления по такому механизму, однако, не может быть большой, так как частице трудно подойти близко к поверхности пузырька.

Второй причиной закрепления «безынерционных» частиц может быть образование завихрений в кормовой области пузырька, также способствующих сближению с ним мелких частиц. Подсос частиц на корму пузырька в результате возвратно-вихревого движения жидкости может наблюдаться только в присутствии гетерополярных молекул, обеспечивающих жесткость пузырька, и значении числа  $Re$  более 20. При возникновении стационарных вихрей создаются особые чисто гидродинамические условия соударения на корме сферического препятствия. По такому механизму могут закрепляться только те частицы, диаметр которых меньше толщины гидратного слоя пузырька, т. е. крупностью несколько микрометров.

Коллоидные частицы, ионы и молекулы гетерополярных соединений могут достичь поверхности пузырька благодаря диффузии.

Минимальное время контакта, необходимое для закрепления частицы на пузырьке, принято называть временем индукции. Для крупных частиц контакт при ударе значительно эффективнее, чем при скольжении. Для мелких частиц время контакта определяется временем скольжения их по пузырьку. Для средних по размеру частиц общее время контакта состоит из времени удара (более эффективного) и времени скольжения (менее эффективного). Чем гидрофобнее поверхность частицы, тем меньше требуется сила удара ее о пузырек и время контакта с пузырьком, обеспечивающие преодоление энергетического барьера.

Исследованиями с применением скоростной киносъемки установлено, что определяющей для образования комплекса пузырек— частица при соударении и скольжении является кинетическая энергия обоих компонентов.

### **Вероятность сохранения закрепившихся на пузырьке частиц**

Вероятность  $\omega_{\text{сохр}}$  сохранения закрепившихся на пузырьке частиц зависит от прочности прилипания, определяемой состоянием поверхности, весом и формой части и условиями всплывания минерализованных пузырьков в пульпе. При высокой турбулентности потоков пульпы большую роль играют инерционные силы, отрывающие частицы от пузырьков.

В статических условиях на частицу диаметром и высотой  $d$ , закрепившуюся на пузырьке, помимо сил  $F_{\phi}$ ,  $F_{\Gamma}$  и  $F_{\Gamma}$ , как в предыдущем случае, действует дополнительная отрывающая капиллярная сила  $F_K$ . Появление ее обусловлено избыточным давлением  $p_k$  газа внутри пузырька, рассчитываемого по уравнению, на площади контакта пузырька с частицей:

$$F_K - 0,25\pi d^2 p_k = 0,25\pi d^2 \sigma_{ж-г} (1/R + 1/p).$$

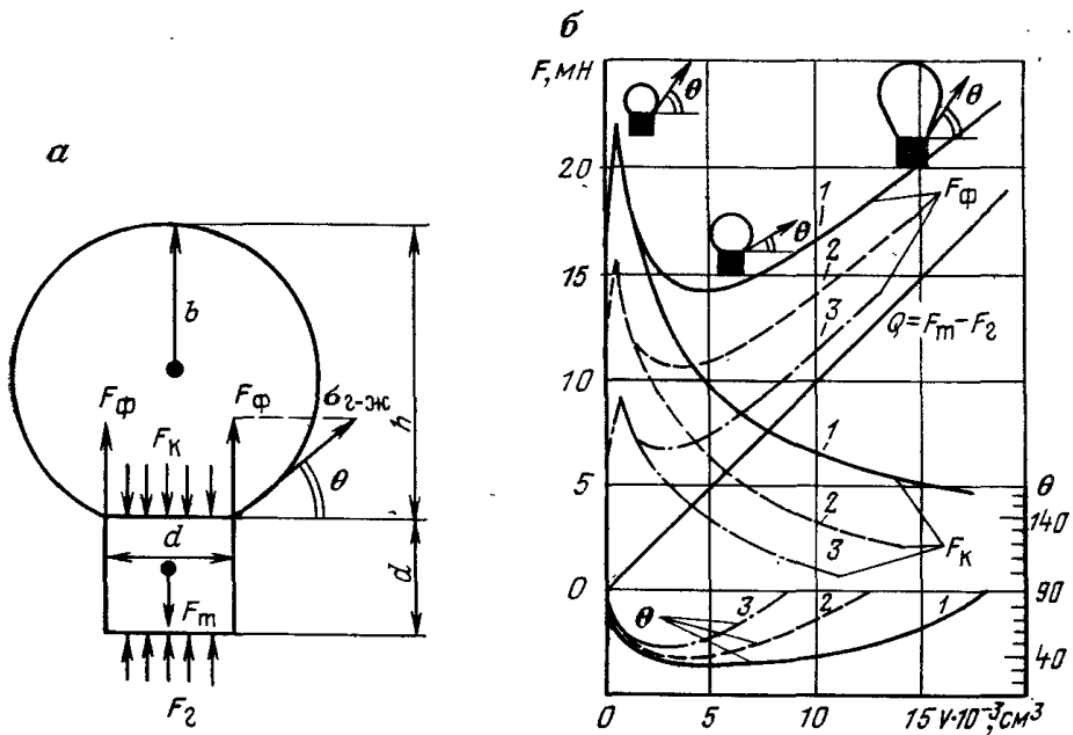


Рис. 1.12. Схема сил, действующих на частицу, закрепившуюся на пузырьке объемом  $V$  (а), и их значение при  $d = 0,1$  мм (б):

В современных механических и пневмомеханических флотационных машинах наибольшее ускорение частицы отрыва от пузырьков равно  $100\text{—}340$  м/с<sup>2</sup> и определяющее критическую массу флотируемых зерен, частицы получают на периферии импеллера. Рассчитанные по уравнению для этих условий значения  $d_{кр}$  при флотации углей, алмазов, золота, медных минералов, галенита, сильвина в машинах механического типа (при  $K=0,75$  и  $x = 0,25$ ) оказались близки к фактическим, получаемым на различных обогатительных фабриках. Снижение ускорений частица зоне минерализации пузырьков до  $1$  g в новых конструкциях машин позволит повысить крупность флотируемых минералов в  $5\text{—}6$  раз по сравнению с достигаемой в стандартных механических флотационных машинах.

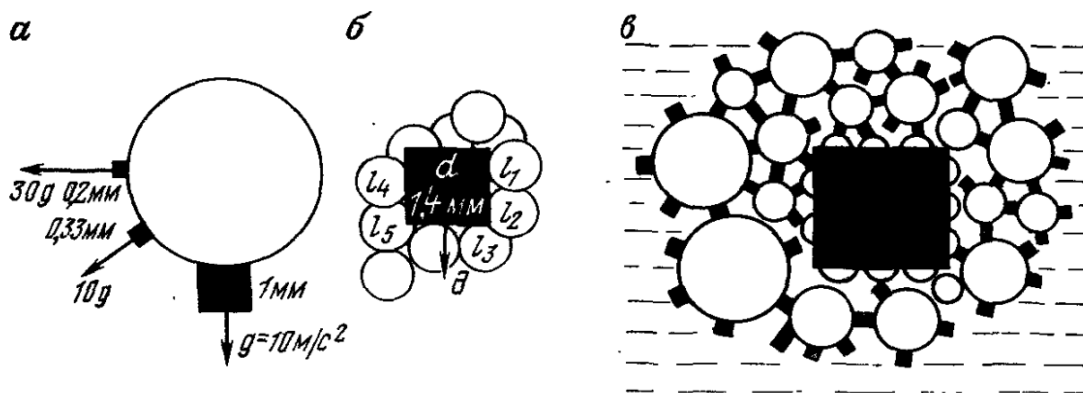


Рис. 1.13 Максимальная крупность частицы галенита при флотации ее на одиночном пузырьке (а), группой пузырьков (б), в условиях флокулярной флотации (в)

Дальнейшее увеличение крупности частиц возможно благодаря увеличению периметра смачивания (и значения  $F_{\phi}$  на единицу длины его), например, закреплением нескольких пузырьков на различных участках поверхности крупной частицы или в результате образования аэрофлокул группы слипшихся частиц и пузырьков разной крупности, как это наблюдается при так называемой флокулярной флотации. Для образования аэрофлокул необходимы высокая гидрофобность поверхности минеральных частиц, хорошая аэрированность пульпы при тонком диспергировании пузырьков воздуха и относительно слабое перемешивание пульпы в зонах всплывания аэрофлокул и отстаивания пены, учитывая непрочность образующихся аэрофлокул. Флокулярной флотации способствуют большое содержание флотируемых частиц в единице объема пульпы и оптимальное выделение газов из раствора.

В результате уменьшения ускорений частицы и увеличения периметра смачивания максимальная крупность частиц галенита может быть увеличена с 0,2 до 1,4 мм, а угольных частиц — до 13 мм.

Ускорение частицы и периметр смачивания влияют на  $d_{кр}$  значительно сильнее, чем значение  $\theta$ , поскольку  $d_{кр}$  пропорционален корню квадратному из  $\sin\theta$ .

Поэтому снижению  $\theta$  с 90 до 1° соответствует весьма медленное уменьшение  $d_{кр}$ . Во всех случаях максимальная крупность частицы обратно пропорциональна плотности флотируемого минерала.

### **Вероятность удержания частиц в слое пены**

Значения вероятности  $\omega_f$  удержания частиц в слое пены в промышленных условиях колеблются в пределах 20—55 %. Значительная часть ее флотированных частиц выпадает из пены и возвращается в пульпу при ударе пузырьков о пенный слой, коалесценции пузырьков в пене, движении пены к сливному порогу и ее съеме. Основной причиной низкой вероятности удержания частиц в слое пены являются разрушающее воздействие турбулентных потоков пульпы на слой пены и коалесценция пузырьков.

Повысить значение  $\omega_f$  можно снижением степени турбулентности потоков пульпы в подпенном слое, увеличением скорости и полноты удаления пены с поверхности пульпы, количества подаваемого во флотационную машину воздуха, степени его дисперсности, степени минерализации пузырьков, а также увеличением расходов реагента-собирателя и пенообразователя при оптимальном соотношении их концентрации в пульпе.

Регулированием процессов, происходящих в пенном слое, можно существенно влиять на скорость и селективность (избирательность) флотации.

### **Условия повышения крупности флотируемых частиц**

Повышение крупности флотируемых частиц может иметь важное значение по следующим причинам:

-не надо измельчать руду тоньше только потому, что крупные частицы свободных минералов не могут быть подняты пузырьками на поверхность пульпы. Повышение крупности  $d_{кр}$  в основной флотации в 3—4 раза приведет к сокращению потерь ценных минералов в виде переизмельченных зерен к сокращению энергетических затрат на измельчение примерно в 2 раза. Применение флотационных машин с малыми ускорениями при перемешивании пульпы приведет также к сокращению расхода электроэнергии;

-повышается производительность не только измельченного отделения, но и отделения сгущения, фильтрования и сушки и тем самым снижается стоимость обогащения;

-крупнозернистые концентраты лучше для дальнейшей переработки (например, автоклавная плавка крупнозернистых концентратов самородной серы протекает более эффективно) или они дороже ценятся (например, крупные частицы графита больше ценятся, чем мелкие);

-в некоторых случаях возможно повышение селективности и улучшение технологических показателей флотации.

Для повышения крупности флотируемых зерен необходимо увеличить вероятности  $\omega_{закр}$  их закрепления,  $\omega_{сохр}$  сохранения частиц на пузырьках и  $\omega_f$  удержания их в пене. Практически это осуществляется следующим образом:

-применением специальных конструкций флотационных машин, характеризующихся малой турбулентностью движения пульпы и небольшим значением инерционных сил отрыва частицы от пузырька, что приводит к резкому увеличению значения  $\omega_{сохр}$ . Наибольшая крупность минеральных частиц достигается при минимальном ускорении их отрыва от пузырька, т. е. при отсутствии перемешивания пульпы, когда на частицу действует только сила тяжести. Такой случай практически реализован, например, в машинах пенной сепарации и частично в аэролифтно-механических флотационных машинах;

-созданием в некоторых конструкциях флотационных машин (например, в машинах КС) спокойных восходящих и близких к ламинарным потоков пульпы, облегчающих подъем крупных частиц при резком уменьшении инерционных сил отрыва и увеличении значения  $\omega_{сохр}$ ;

-использованием принципа подачи пульпы на пенный слой (как это реализовано в машинах пенной сепарации), что приводит к резкому увеличению значений  $\omega_c$ ,  $\omega_{закр}$  и  $\omega_{сохр}$ ;

-повышением прочности пены с помощью специальных веществ и создания особых устройств для ее быстрого, но осторожного съема, т.е. создания условий, увеличивающих значение  $\omega_f$ ;

-уменьшением удельных (приходящихся на единицу длины трехфазного периметра прилипания) сил отрыва в условиях особого режима перемешивания и аэрации пульпы, обеспечивающего закрепление нескольких пузырьков на различных участках поверхности частицы. Это достигается, например, в условиях так называемой аэрофлокулярной флотации при

осторожном перемешивании и интенсивной аэрации пульпы мелкими пузырьками. Образование аэрофлокул, образованных из частиц и пузырьков разных размеров, сопровождается резким увеличением длины периметра трехфазного контакта, уменьшением удельных сил отрыва, но требует повышения гидрофобизации поверхности. Повышение степени гидрофобности крупных частиц достигается при использовании смеси гетерополярных и аполярных реагентов, например керосина, трансформаторного, солярового и других масел.

Осуществление перечисленных мероприятий позволяет увеличить крупность флотируемых зерен сульфидных минералов до 2—3 мм, а угля до 6—13 мм. При этом крупность флотируемых частиц зависит не только от плотности, но и от степени гидрофобности и формы частиц. Минералы, обладающие высокой естественной гидрофобностью и малой плотностью, можно флотировать при большей крупности зерен. Зерна округлой формы флотируются хуже, чем зерна чешуйчатой формы.

### **Условия флотации тонких частиц**

Худшая флотируемость тонких частиц может быть объяснена следующими физическими и физико-химическими причинами:

-малой вероятностью встречи с пузырьками воздуха, так как при обтекании пузырьков воздуха потоком пульпы очень мелкие частицы в отличие от крупных относятся этими потоками и не встречаются с пузырьком;

-недостаточностью кинетической энергии тонких частиц для преодоления энергетического барьера при разрушении гидратной прослойки между пузырьком и частицей при их встрече;

-недостаточностью площади поверхности пузырьков для закрепления на них тонких зерен при малой аэрации и большом содержании шламистых частиц;

-более высокой степенью гидрофильности отдельных тонких частиц вследствие, например, окисления или их агрегирования в результате, например, коагуляции с такими же частичками минералов породы.

Повышение эффективности извлечения тонких частиц достигается:

-селективной флокуляцией их до оптимального размера с помощью соответствующих реагентов. Скорость флотации таких флокулов часто больше скорости флотации частиц обычной флотационной крупности;

-использованием «носителя», на поверхности которого по механизму селективной флокуляции закрепляются тонкие частицы флотированного минерала. В качестве «носителя» используются зерна оптимальной крупности либо природно-гидрофобных веществ, либо искусственно гидрофобизированных, в частности более крупных фракций извлекаемого минерала. Вероятность столкновения таких зерен с пузырьком неизмеримо больше, чем одних тонких частиц. В зависимости от значения сил сцепления тонких частиц с поверхностью зерен «носителя» возможны два механизма флотации (рис. 3.15). По первому механизму (рис. 3.15, а) флотируется зерно «носителя» вместе с закрепившимися на нем тонкими частицами, что наблюдается при значительной прочности закрепления тонких частиц на поверхности зерна.

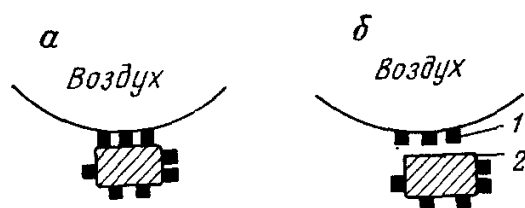


Рис. 1.14. Возможные механизмы а флотации частиц (1) на зернах носителя (2)

По второму механизму флотируются только тонкие частицы (рис. 1.14, б), а зерно «носителя» не флотируется из-за малых сил сцепления между его поверхностью и тонкими частицами;

-применением специальных конструкций флотационных машин, аэрация пульпы в которых сопровождается выделением воздуха из раствора. В этом случае возникновение пузырьков на мельчайших гидрофобных частицах вследствие большой их удельной поверхности наиболее вероятно

### **Контрольные вопросы:**

1. Общие понятие о флотационных методов обогащения?
2. На какие виды разделяется флотация?
3. Назовите типы флотационных реагентов?
4. Какие продукты получают после флотации?

## ЛЕКЦИЯ №4

### Тема: СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ

#### План учебного занятия:

1. Стадиальность схемы флотации.
2. Коллективные и селективные схемы флотации
3. Комбинированные схемы флотации.
4. Выбор принципиальной схемы флотации

**Ключевые слова:** коллективная схема, селективная схема, стадия, основная флотация, качественная схема, межцикловая флотация

Под схемой флотации понимают определенную последовательность операций флотации и их сочетание с операциями измельчения и классификации. При разработке и выборе схем флотации учитывают характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в руде и флотируемость, наличие и характер шламов, требования к качеству концентратов, необходимость комплексного использования сырья при минимальных затратах на обогащение.

#### Классификация операций флотации

Первая операция флотационного извлечения минералов одного или нескольких металлов называется *основной флотацией*. В результате ее проведения обычно не удается получить кондиционный концентрат и отвальные хвосты вследствие близости флотационных свойств разделяемых минералов, недостаточного раскрытия их сростков, несовершенства флотационных аппаратов. Получаемые некондиционные (бедные, грубые) концентраты и богатые хвосты подвергаются, иногда после их доизмельчения, повторной флотации.

Операция повторной флотации концентрата основной флотации называется *перечистной*, а операция повторной флотации хвостов — *контрольной*. Цель перечистой флотации концентрата — повышение его качества до необходимого по содержанию основных компонентов и загрязняющих примесей. Цель проведения контрольной флотации — получение бедных по отношению к извлекаемым минеральным компонентам хвостов флотации.

Число перечистных и контрольных операций зависит от содержания флотируемых компонентов в исходном материале, их флотируемости и требований, предъявляемых к концентрату и хвостам. Число перечистных операций обычно тем больше, чем выше требования к концентрату, ниже содержание извлекаемых минералов в исходном материале и лучше их флотируемость. В противоположных условиях увеличивается число контрольных операций флотации и уменьшается число перечистных.



В большинстве случаев число контрольных операций не превышает двух-трех, а перечистных — двух-четырех.

Совокупность основной, контрольных и перечистных операций называется циклом флотации. В схеме может быть несколько циклов флотации. Они именуются по получаемому в них концентрату: свинцовый, медный, цинковый, медно-свинцовый, медно-цинковый и т. д.

Конечными продуктами каждого цикла флотации являются получаемые концентраты и хвосты. Все остальные продукты, циркулирующие внутри схемы, называются промежуточными продуктами или промпродуктами. Каждый цикл может включать в себя одну или несколько операций доизмельчения промпродуктов. Промпродукты обычно возвращаются в предыдущую операцию, но они могут направляться и в другие операции. Во всех случаях промпродукты стремятся подать в ту операцию, в которую поступает материал, примерно с таким же содержанием извлекаемых минералов. В ряде случаев промпродукты перерабатываются в отдельном цикле. Это может быть связано, например, с большим содержанием в них шламов, необходимостью создания особых условий доизмельчения и флотации и с рядом других причин.

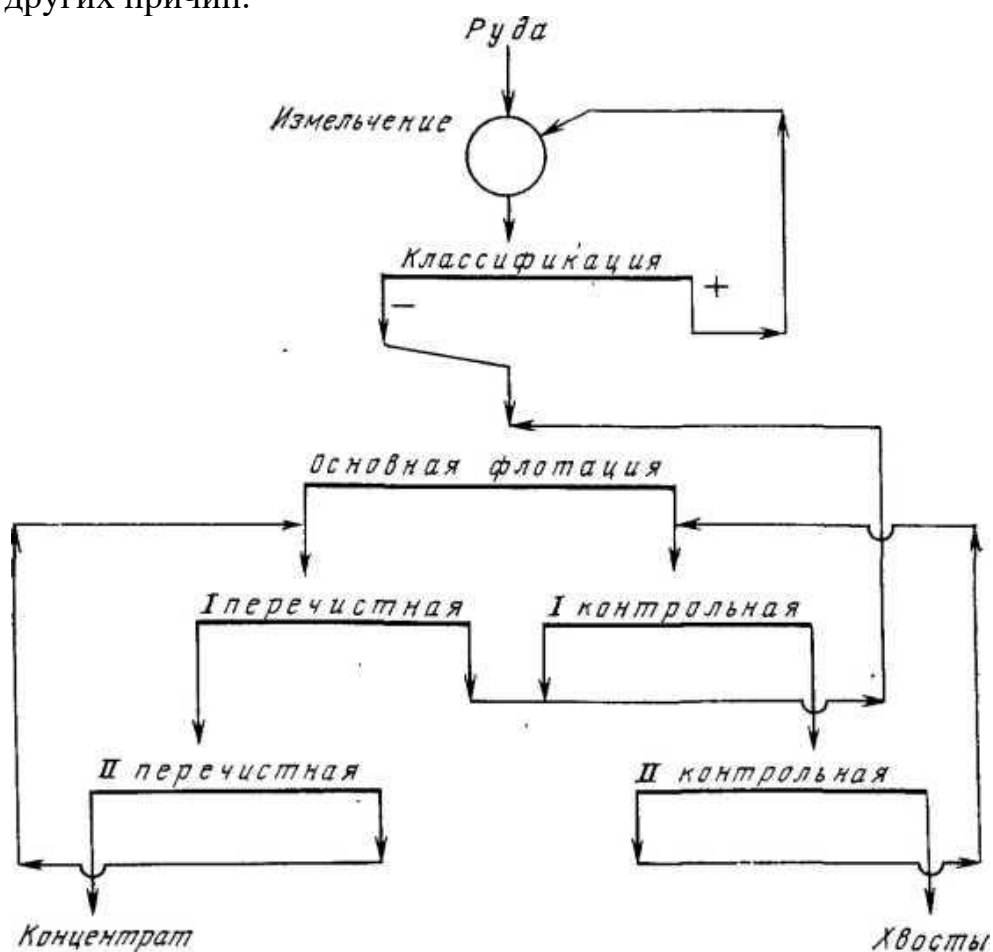


Рис. 13.1. Развернутая схема цикла флотации с предварительным измельчением исходного материала

Развернутая схема цикла флотации, состоящего из основной, двух контрольных и двух перечистных операций, представлена на рис. 13.1. В схеме флотации все пенные продукты всегда изображаются слева, а камерные — справа от наименования операции флотации. В любой операции схемы минеральные частицы должны иметь выход в оба конечных продукта цикла флотации, чтобы случайно попавшие в операцию частицы могли перейти в результате перечистных и контрольных операций в соответствующий конечный продукт.

### **Стадиальность схем флотационного обогащения**

Под стадией обогащения понимается совокупность операций измельчения, классификации и флотации, в результате которых получается один или несколько конечных продуктов обогащения (концентраты, хвосты).

Число стадий обогащения зависит от размера и характера вкрапленности минералов и склонности руды к ошламованию.

По одностадийным схемам обогащаются лишь руды с относительно равномерной вкрапленностью и мало шламуемые. К таким рудам относятся некоторые богатые медные руды, шеелитовые, баритовые, флюоритовые, берилловые и сподуменовые руды ряда месторождений. При обогащении этих руд по одностадийной схеме они измельчаются до необходимой крупности и обогащаются без дополнительного доизмельчения каких-либо продуктов флотации, например по схеме рис. 1.15.

При неравномерной вкрапленности полезных минералов и склонности их к переизмельчению применяются многостадийные схемы измельчения и флотации. Схемы усложняются с увеличением сложности характера вкрапленности и склонности к переизмельчению полезных минералов.

Двух- и трехстадийные схемы могут быть представлены следующими тремя принципиальными вариантами.

Выделение после относительно грубого измельчения в I стадии хвостов и бедного концентрата, подвергаемого доизмельчению и флотации во II стадии (рис. 1.15. а) или во II и III стадиях (рис. 1.15. б). По таким схемам обогащаются некоторые медно-пиритные, полиметаллические, медно-молибденовые и графитовые руды, в которых полезные минералы тесно связаны между собой или с небольшим количеством пустой породы, но их агрегаты могут быть легко отделены от остальной части вмещающих пород уже при грубом измельчении. Это позволяет резко снизить стоимость измельчения, поскольку измельчению до конечной крупности и перефлотации подвергается только концентрат.

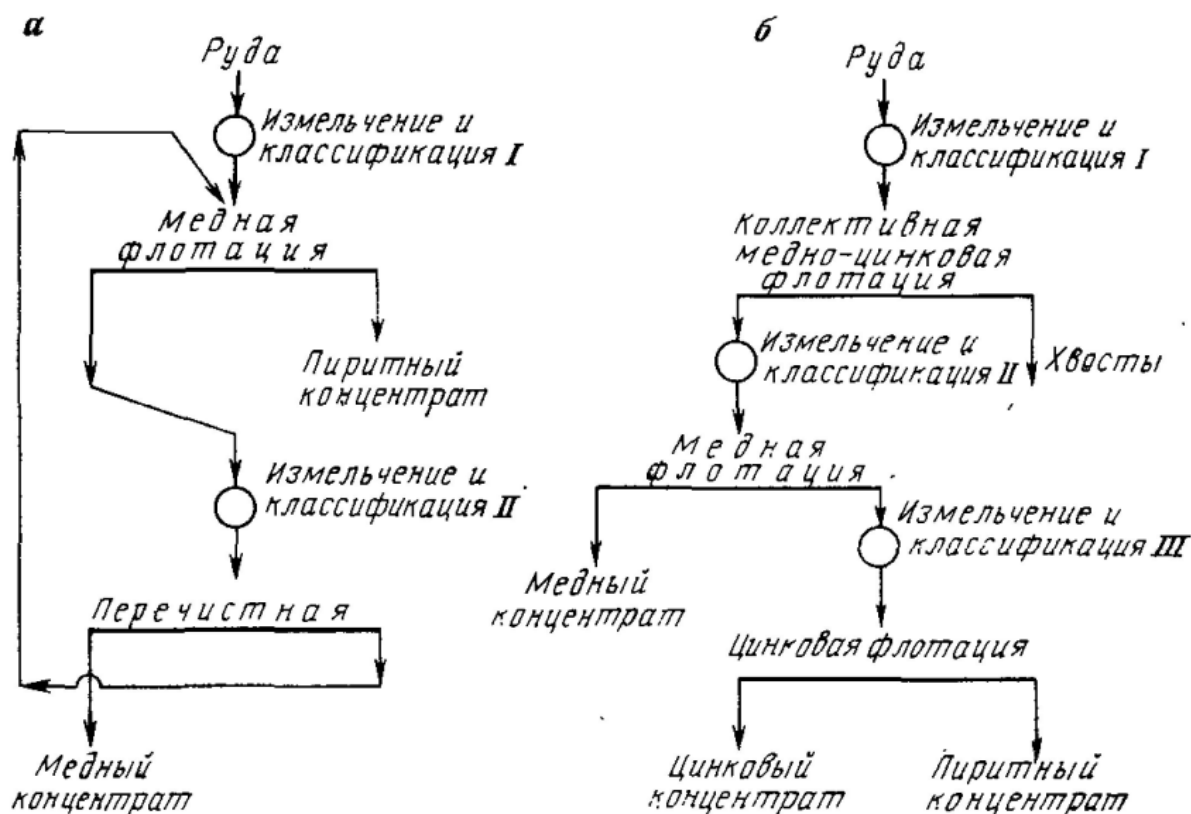


Рис. 1.15. Принципиальные двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы флотации с доизмельчением бедного концентрата

Выделение после относительно грубого измельчения в I стадии готового или достаточно богатого концентрата и богатых хвостов с доизмельчением и флотацией их во II стадии (рис.

а) или во II и III стадиях (рис. 1.16. б). По таким схемам могут обогащаться некоторые, например полиметаллические медно-никелевые, медные и другие, руды, в которых наряду с крупной вкрапленностью имеются тонкие вкрапления полезного минерала во всей массе вмещающей породы. Применение стадийных схем в этом случае является реализацией принципа «не дробить ничего лишнего» и позволяет резко снизить переизмельчение полезных минералов, улучшить селективность их разделения и тем самым повысить технико-экономические показатели обогащения.

Выделение после предварительного измельчения в I стадии готового концентрата, бедных хвостов и промпродукта с большим содержанием сростков, который доизмельчается и подвергается флотации во II стадии (рис. 1.17. а). Такие схемы применяются обычно в более сложном исполнении, когда доизмельчаются и другие продукты флотации (рис. 1.17. б). Такие схемы позволяют избежать переизмельчения, снизить стоимость обогащения и повысить качество концентрата.

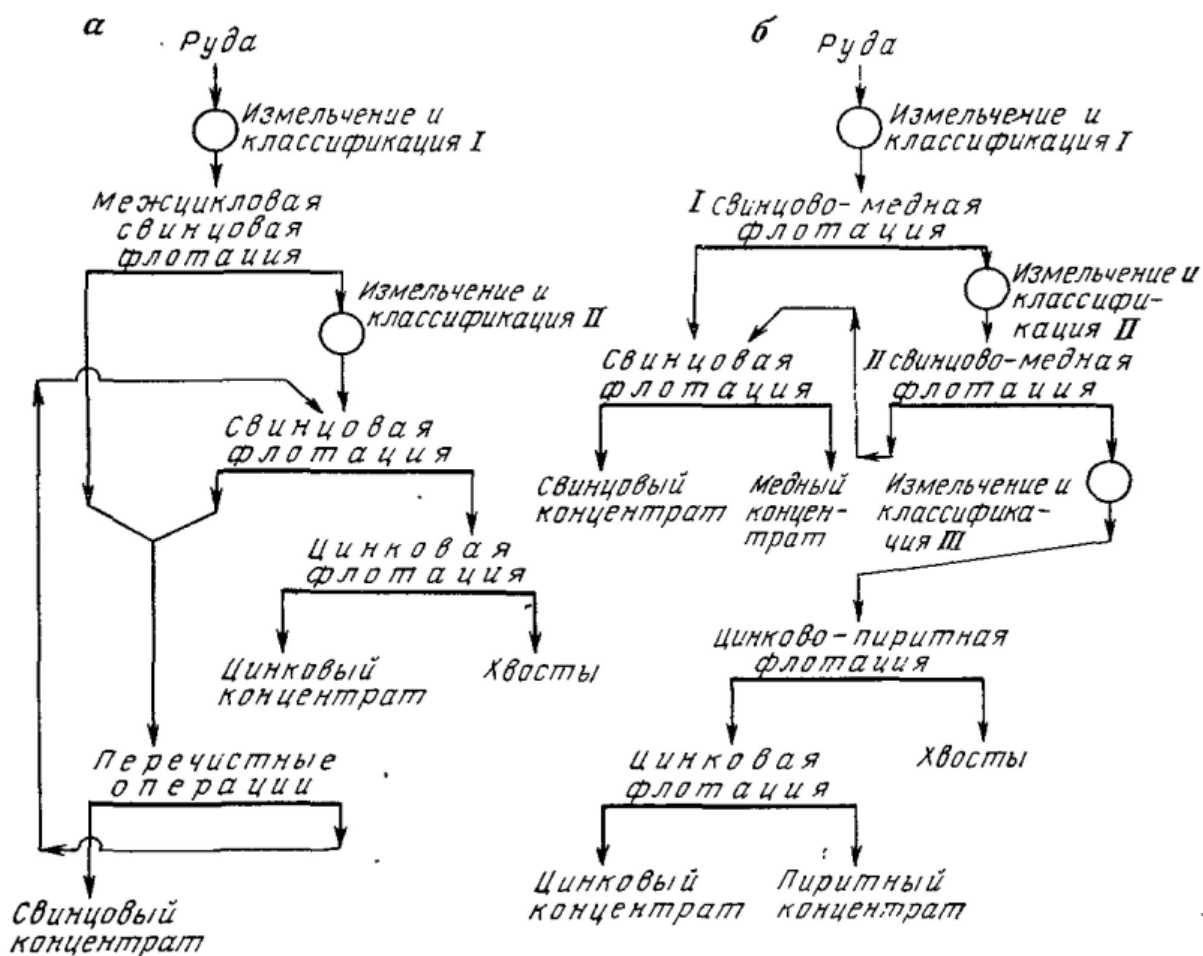


Рис. 1.16. Принципиальные двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы с доизмельчением богатых хвостов флотации

Таким образом, применение стадийных схем позволяет учесть особенности вещественного состава флотируемых руд и получить за счет снижения ошламования полезных минералов технологические, а за счет снижения стоимости измельчения и повышения извлечения металлов экономические преимущества по сравнению с одностадийной схемой обогащения.

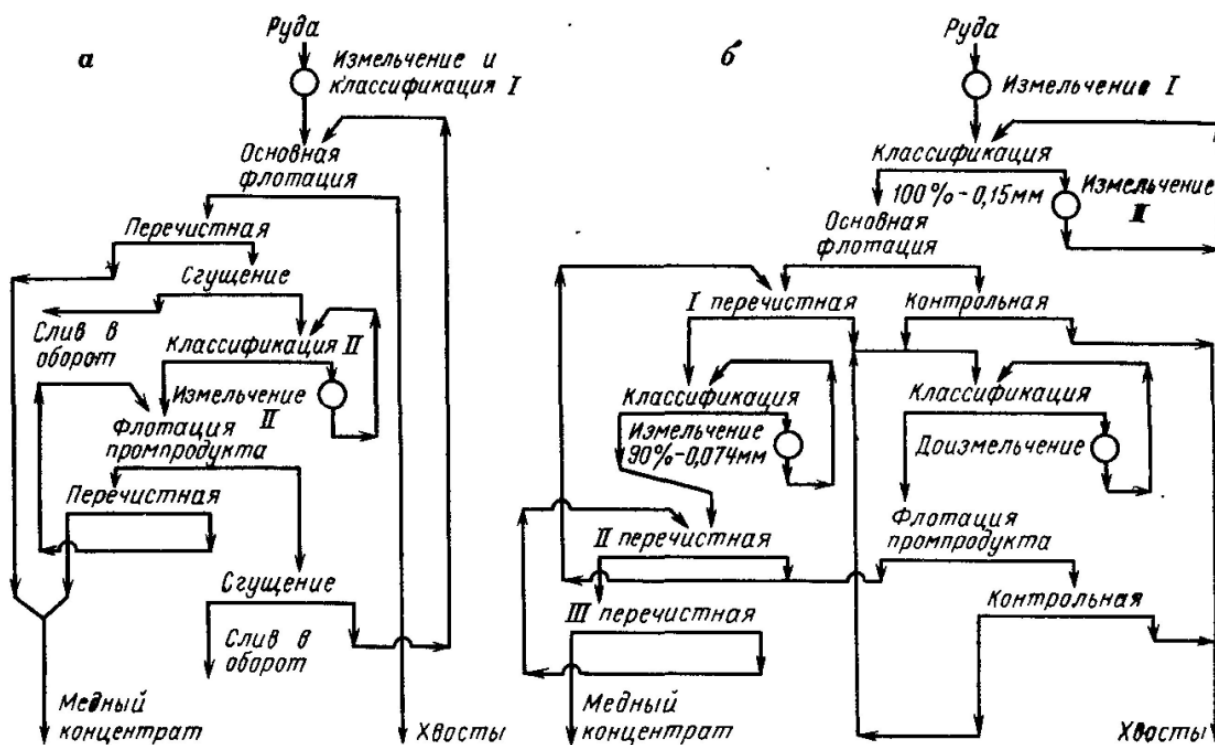


Рис. 1.17. Двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы с доизмельчением промпродуктов флотации.

### Схемы с отдельной обработкой и флотацией песков и шламов

Основной целью применения таких схем при переработке руд с большим содержанием первичных шламов или быстро шламующихся в процессе измельчения является предотвращение вредного влияния шламов при флотации. Причинами их вредного влияния является следующее:

Резкое изменение поглотительной способности пульпы по отношению к флотационным реагентам. Так как шламы обладают развитой поверхностью и большой адсорбционной способностью, то даже незначительное изменение их содержания приводит к резким изменениям концентрации основных реагентов в пульпе. Поддержание необходимой концентрации реагентов в этих условиях становится затруднительным, а при отсутствии систем автоматического контроля и регулирования практически невозможным. Недостаточная концентрация собирателя в пульпе приводит к возрастанию потерь особенно крупных частиц флотируемого минерала в хвостах, а недостаток депрессора — к нарушению селективности и ухудшению качества концентрата. Попытка обеспечить заведомо достаточную концентрацию собирателя в пульпе за счет больших его расходов также приводит, как правило, к ухудшению селективности флотации.

Неселективная коагуляция шламистых частиц полезного минерала и минералов пустой породы, что приводит: при значительном содержании в агрегате частиц полезного минерала — к переходу его в пенный продукт и загрязнению концентрата тонкими фракциями пустой породы; при

значительном содержании в агрегате частиц пустой породы — к переходу его в камерный продукт и возрастанию потерь тонких частиц полезного минерала в хвостах флотации. В свою очередь, налипание тонких частиц породы на крупную частицу флотируемого минерала вызывает гидрофилизацию\* поверхности частицы и подавление ее флотации. Если прилипшие к крупной частице тонкие шламы полезного минерала достаточно гидрофобны, то пузырек может к ним прилипнуть. Однако устойчивость слипания пузырька с частицей минерала будет весьма невысокой — пузырек легко оторвется, увлекая с собой часть шламового покрытия (см. рис. 1.18. б). В обоих случаях наблюдается снижение извлечения крупных частиц флотируемого минерала.

«Бронирование» пузырьков тонкими частицами и изменение прочности пены. При большом содержании тонких частиц флотируемого минерала в обычных условиях флотации поверхность пузырьков «бронирована» тонкими частицами, однако поверхности раздела вода — воздух недостаточно для эффективной флотации всех гидрофобных тонких частиц. Кроме того, к «бронированным» пузырькам плохо прилипают флотируемые частицы нормальной крупности. По этим причинам скорость флотации как тонких, так и крупных частиц резко уменьшается, а потери извлекаемых минералов в хвостах увеличиваются. Большое содержание слабогидрофобных шламов приводит к образованию трудноразрушаемой пены, что также вызывает нарушение селективности флотации.

Вредное влияние шламов при небольшом их содержании удается предотвратить с помощью реагентов-пентизаторов, предотвращающих образование шламовых покрытий на минералах и пузырьках, дробной подачи реагентов, позволяющей поддерживать более постоянную их концентрацию в пульпе, реагентов, снижающих поглотительную способность шламов (сернистого натрия, гексаметафосфата и др.).

При значительном содержании в руде тонких шламов схема обогащения может предусматривать предварительное разделение руды на песковую и шламовую фракции, отдельную их обработку реагентами в разных режимах и последующую совместную флотацию обеих фракций. Таким способом, предложенным В. А. Глембоцким, удается учесть различные физические и физико-химические свойства минералов Песковой и шламовой фракций и оптимизировать их реагентную обработку перед флотацией

Еще более широкие возможности представляются при использовании схем не только с отдельной обработкой. Песковой и шламовой фракций, но и с отдельной их флотацией. По таким схемам работают, например, медная Джеккаганская (рис. 1.18), медно-молибденовая Сорская и некоторые другие обогатительные фабрики.

**Схема с отдельной обработкой и флотацией песковой и шламовой фракций позволяет:**

-практически полностью устранить вредное влияние тонких частиц сульфидных минералов и концентрацию в шламовой фракции минералов, склонных к переизмельчению;

-осуществить селективную флокуляцию тонких частиц полезных минералов с помощью реагентов-флокулянтов или эмульсии аполярных реагентов;

-создать наиболее благоприятные условия флотационного извлечения полезных минералов как из шламовой, так и песковой фракций. Например, для флотационного извлечения тонких частиц могут быть использованы флотация с минералами-носителями, флотация газами, выделяющимися из раствора, электрофлотация. В свою очередь, флотация песковой фракции может быть проведена в специальных аппаратах (машинах пенной сепарации, кипящего слоя и др.). Кроме того, при флотации каждой фракции могут быть установлены оптимальные плотность пульпы, режимы перемешивания, условия аэрации и пенообразования, время флотации.

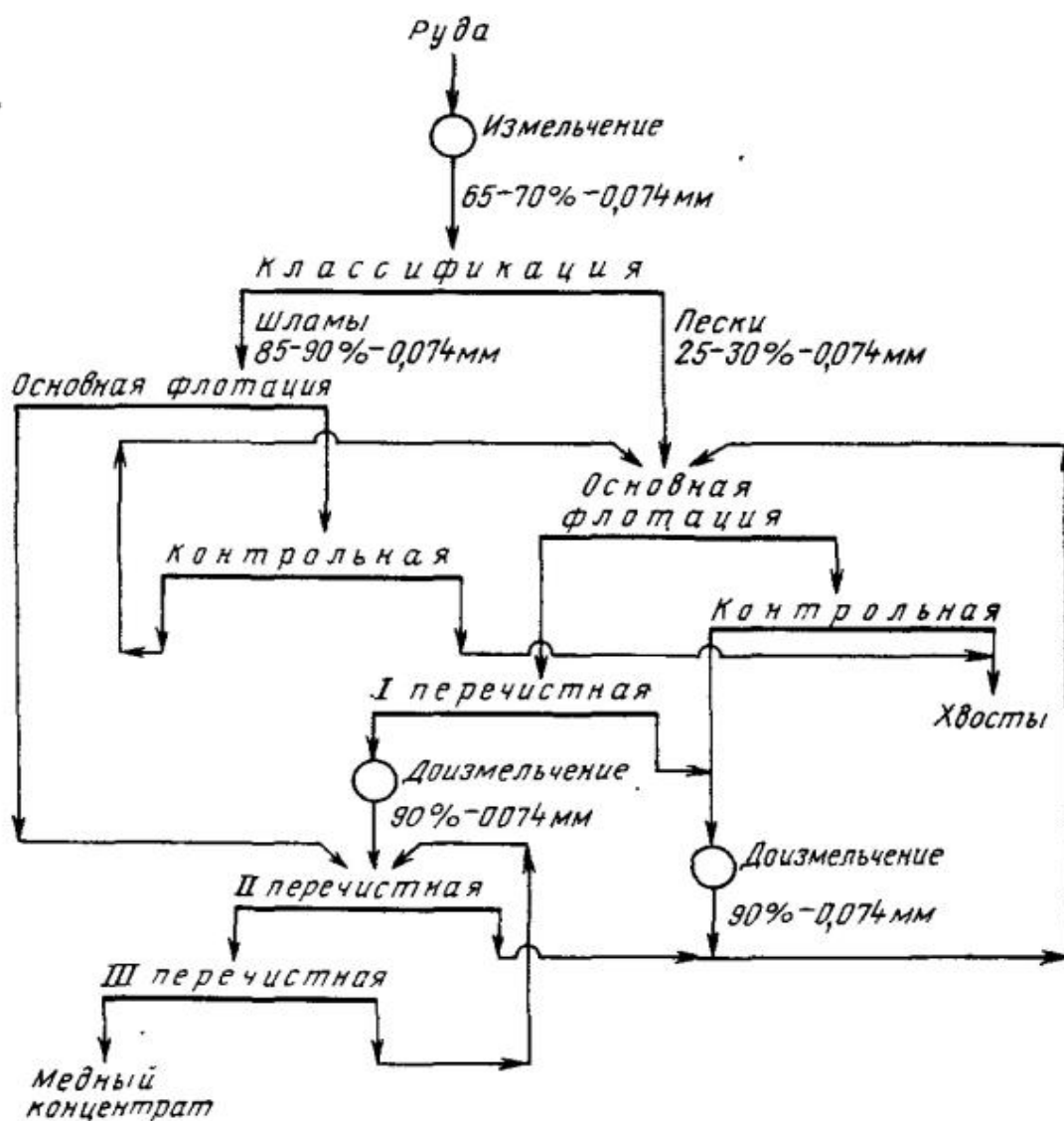


Рис. 1.18. Схема обогащения сульфидных медных руд на Джеккаганской обогатительной фабрике

Все это позволяет получать максимальное извлечение металлов, что и является причиной широкого применения на фабриках схем с раздельной флотацией песков и шламов.

В некоторых случаях, особенно при переработке медных шламистых руд, хорошие результаты флотационного обогащения могут быть получены по схеме с дофлотацией песковой фракции хвостов флотации после их обесшламливания. При дофлотации доизвлекаются полезные минералы, находящиеся в сростках с пустой породой и обычно теряемые с отвальными хвостами обогатительных фабрик. Полученный концентрат направляется на доизмельчение совместно с промпродуктами или концентратами рудного цикла.

При флотационном обогащении фосфоритов, марганцевых, сильно ожелезненных окисленных полиметаллических руд и некоторых руд редких металлов получаемые, например в результате промывки, шламы направляют сразу в отвал, поскольку извлечение ценных компонентов из них обычно является: проблемой, решение которой существующими методами экономически нецелесообразно.

### **Схемы коллективной и селективной флотации**

При флотационном обогащении многокомпонентных руд например полиметаллических, могут применяться схемы прямой селективной флотации, коллективно-селективные и коллективной флотации с последующей селекцией (разделением) коллективного концентрата. Выбор схемы зависит от содержания полезных компонентов в руде, их вкрапленности, флотируемости, характера вмещающих пород. В каждом конкретном случае он производится с учетом результатов анализа технологических и экономических преимуществ различных вариантов схем.

По схеме прямой селективной флотации (см. рис. 1.19. а) производится последовательное выделение полезных минералов в отдельные концентраты, что возможно, если подавляемые в начале флотации минералы поддаются последовательной активации. Обычно сначала выделяют легкофлотирующиеся минералы, затем труднофлотирующиеся.

Недостатками таких схем являются:

- необходимость измельчения всей руды до достаточно полноты раскрытия сростков полезных минералов между собой и с минералами пустой породы;

- необходимость установки большого числа флотационных машин, поскольку основной поток пульпы последовательно проходит все циклы флотации;



- большой расход реагентов, поскольку в каждом последующем цикле необходимо радикально менять не только соотношение концентраций реагентов в пульпе, но и их номенклатуру, чтобы избирательно нейтрализовать депрессирующее действие реагентов и обеспечить активную флотацию только определенной группы минералов в каждом цикле;

- трудность селективной флотации близких по своим флотационным свойствам минералов, например сульфидов меди и сшита;

- трудности осуществления полного водооборота на обогатительной фабрике.

Отмеченные недостатки схем прямой селективной флотации и ил и юте я причиной более широкого распространения на практике коллективно-селективных схем флотации и схем с предварительной коллективной флотацией всех полезных минералов. Последние особенно перспективны для обогащения бедных руд с агрегатной вкрапленностью полезных минералов.

В этом случае основная масса отвальных хвостов (а иногда и все хвосты) выделяется в коллективном цикле после грубого измельчения, обеспечивающего раскрытие сростков агрегатов полезных минералов с пустой породой. Тонкому измельчению, необходимому для разрушения агрегатов полезных минералов, подвергается лишь небольшое количество коллективного концентрата, после десорбции с его поверхности собирателя.

Применение коллективно-селективных схем и схем с предварительной –

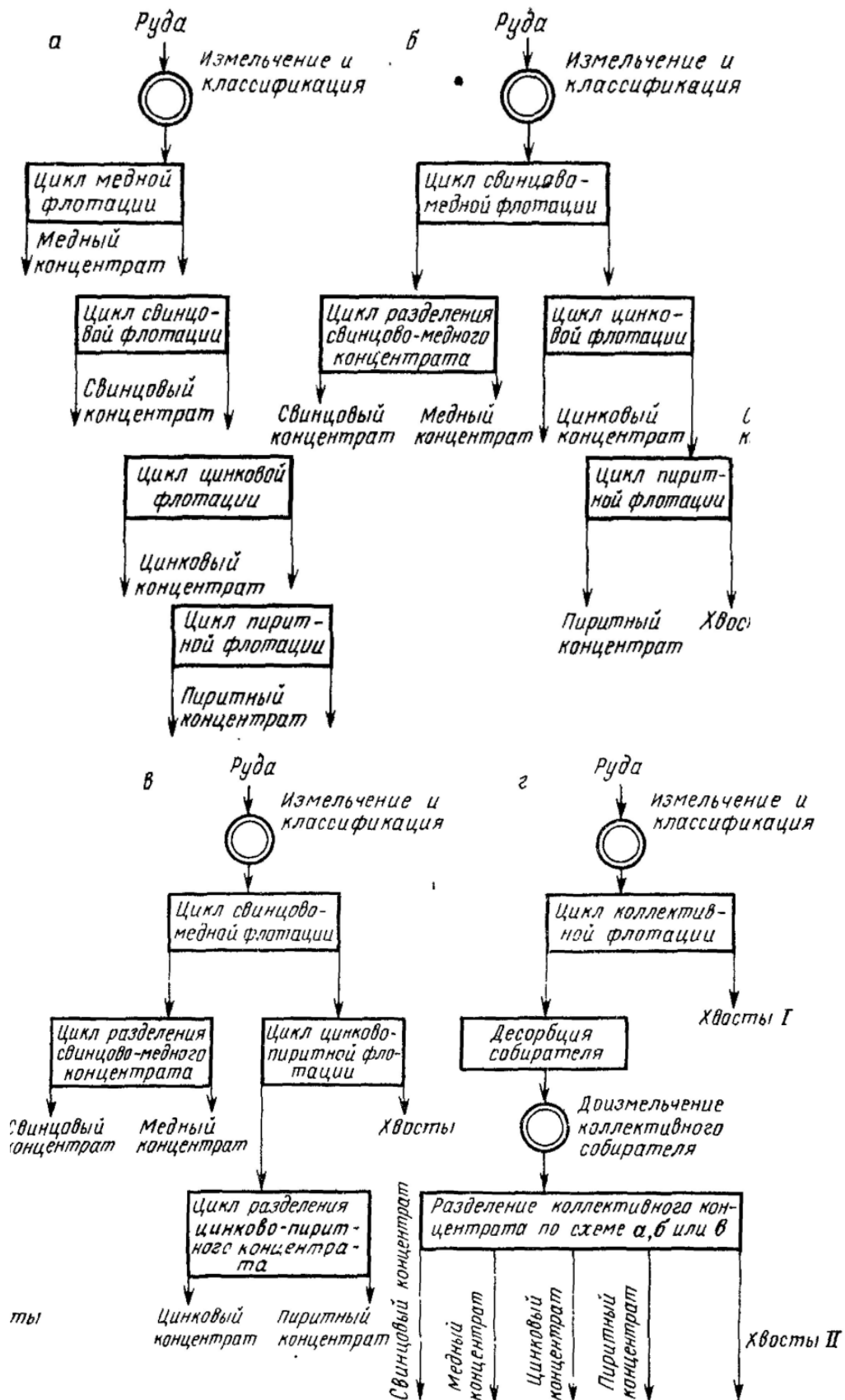


Рис. 1.19. Принципиальные схемы флотационного обогащения полиметаллических руд  
 коллективной флотации позволяет, по сравнению со схемой прямой селективной флотацией руды:

-снизить затраты на измельчение благодаря возможности выделения пустой породы в коллективных циклах флотации при грубом измельчении руды;

-сократить фронт флотации в результате сокращения числа циклов флотации, через которые проходит основной поток пульпы;

-снизить эксплуатационные затраты на 30 %;

-осуществить полный водооборот в коллективных циклах флотации и в результате этого сократить расход реагентов.

Важным достоинством этих схем является также возможность выделения минералов, близких по флотационным свойствам, в отдельные коллективные концентраты и применения для их разделения специальных режимов. Так, например, сульфиды свинца и меди практически всегда выделяются сначала в коллективный свинцово-медный концентрат.

В последние годы все чаще используется естественное различие во флотируемости извлекаемых минералов одного и того же металла. Например, для полиметаллических руд, содержащих как легко-, так и труднофлотирующиеся разновидности сульфидов цинка и железа, может быть использована схема, изображенная на рис. 13.8. По этой схеме в первом приеме коллективной флотации при малых расходах собирателя извлекаются сульфиды свинца, меди и легкофлотируемые разновидности сфалерита и пирита. Поскольку сфалерит и пирит не активированы солями меди, они довольно легко могут быть отделены от сульфидов свинца и меди (после десорбции и измельчения) в цикле свинцово-медной флотации и объединены с цинково-пиритным концентратом, полученным во втором приеме коллективной флотации, проводимом при значительных расходах собирателя и с добавкой медного купороса для извлечения труднофлотируемых разновидностей сульфидов цинка и железа. Для флотации всех сульфидов в коллективном цикле пришлось бы увеличить расходы собирателя и активатора труднофлотируемых минералов, что значительно затруднило бы последующую селективную флотацию полученного коллективного концентрата.

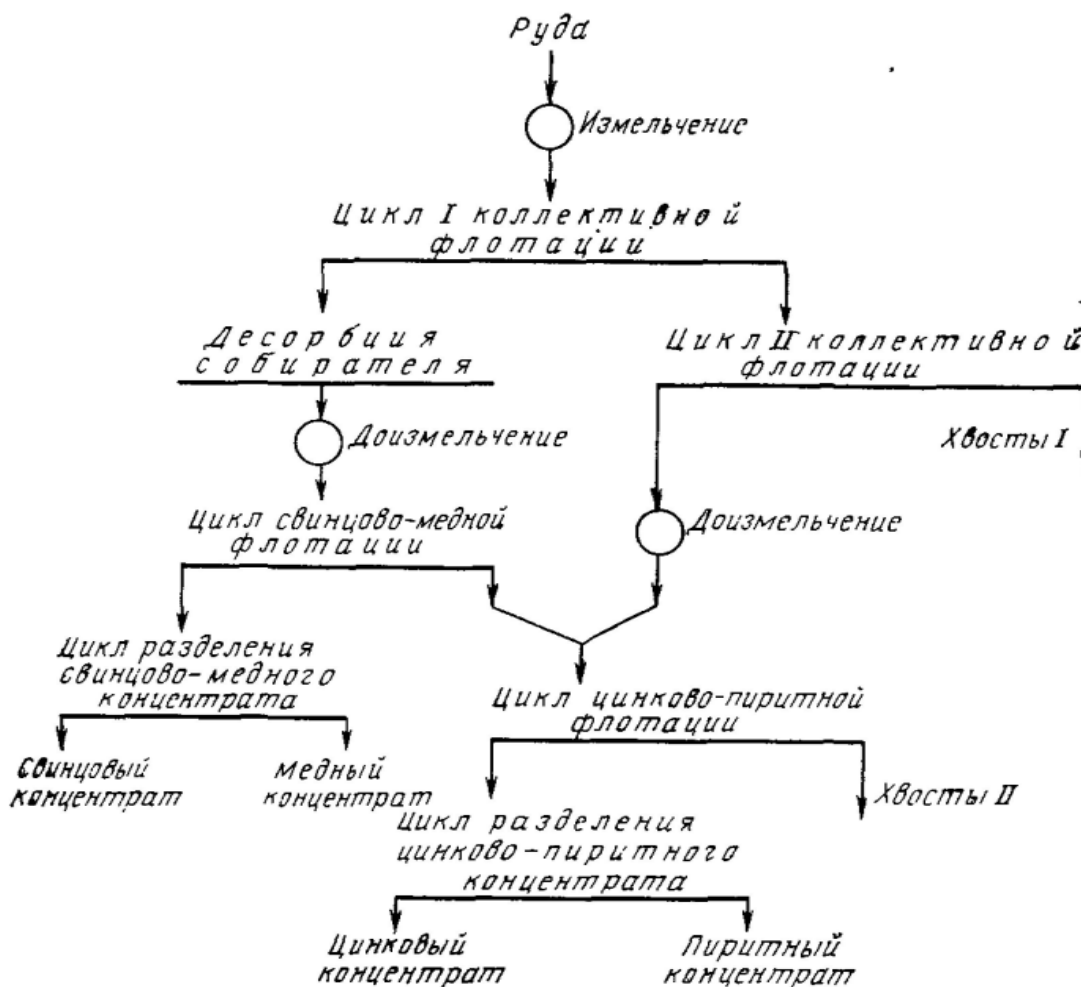


Рис. 1.20. Принципиальная схема обогащения полиметаллических руд

Трудности применения коллективных и коллективно-селективных схем флотации связаны в основном с подготовкой коллективного концентрата к разделению, включающей операции десорбции собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата и доизмельчение его до необходимой крупности.

### Комбинированные схемы

В связи с усложнением вещественного состава руд, возрастанием трудности их обогащения и необходимостью повышения комплексности использования сырья все большее применение находят комбинированные схемы. В таких схемах используются или различные методы обогащения, или комбинация методов обогащения и металлургии. Применение комбинированных схем позволяет в ряде случаев обеспечить радикальное решение проблемы извлечения ценных компонентов из некоторых видов минерального сырья.

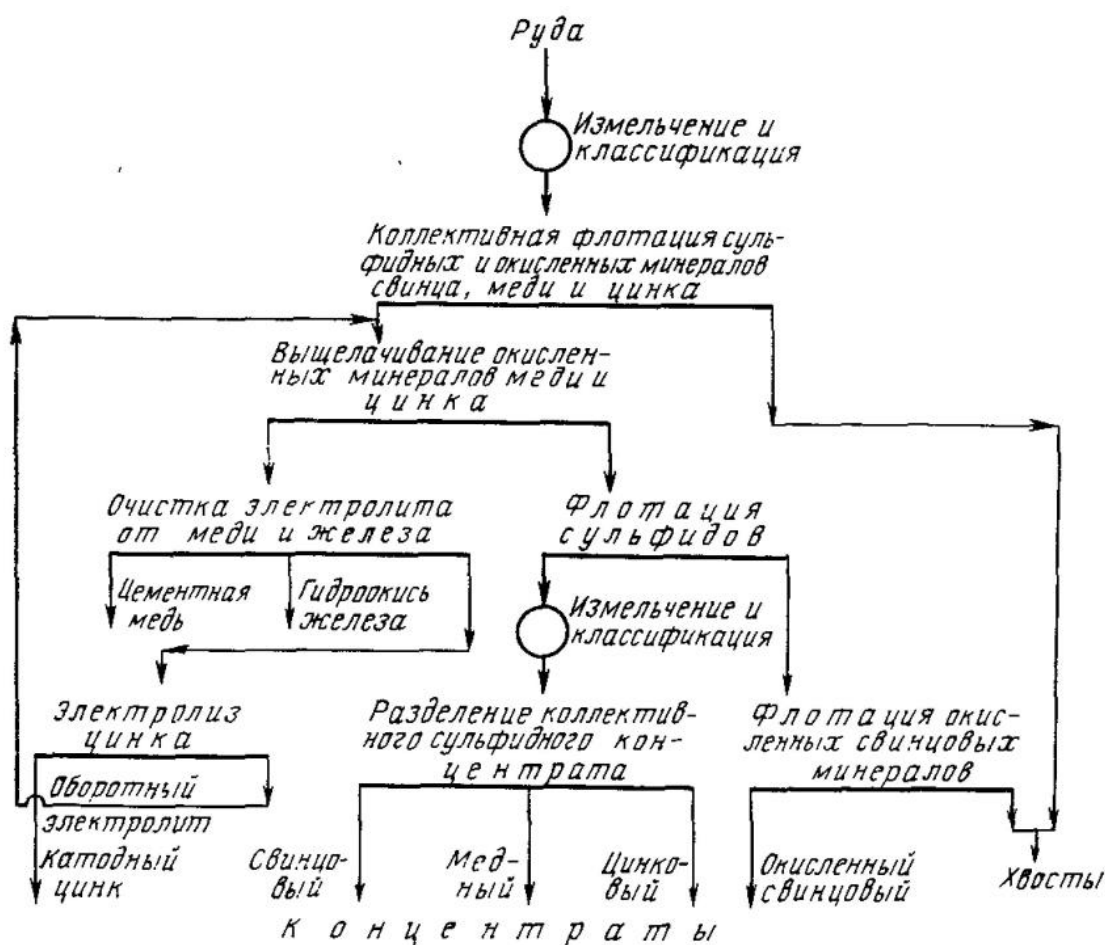


Рис. 1.21. Комбинированная схема переработки труднообогатимых сульфидно-окисленных полиметаллических руд

Так, например, использование операций выщелачивания и флотации обеспечивает эффективную переработку труднообогатимых сульфидно-окисленных полиметаллических руд (рис. 1.21). Другим примером является переработка окисленных и сульфидно-окисленных медных руд методом Мостовича, по которому окисленная медь выщелачивается, цементируется железной стружкой и флотируется вместе с имеющимися сульфидами меди.

Примерами комбинированных схем, предусматривающих пирометаллургические и флотационные операции, являются: процесс сегрегации, включающий предварительный обжиг руды с последующей флотацией восстановленной до металла меди; плавка на фанштейн с последующим его флотационным разделением на никелевой и медной концентраты; флотационное извлечение меди из шлаков медной плавки.

Комбинированные схемы, предусматривающие электромагнитное обогащение и флотацию, рациональны при обогащении некоторых типов железных руд; схемы, предусматривающие операции магнитного, гравитационного и флотационного обогащения, применяются для доводки

некоторых вольфрамовых, оловянных и других концентратов при наличии в них сульфидов, апатита и железных минералов.

**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 двух стадийной 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 ошлаванию. 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 порфириновых 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 отдельной 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.

2. Под реагентным режимом флотации подразумевают ассортимент применяемых реагентов, их расход, порядок подачи в процесс и продолжительность контакта реагентов с пульпой.

Подача реагентов в процесс происходит в следующей последовательности. Вначале к пульпе добавляются реагенты-регуляторы, изменяющие рН среды, подаватели и другие, затем собиратель и в последнюю очередь пенообразователь. Эта общая схема может иметь много разновидностей и уточнений. Так, например, при флотации несulfидных руд жирными кислотами, при активирующем действии ионов железа, получающихся в измельчении, целесообразно добавление соды в мельницы (для перевода железа в малорастворимые гидроокиси). Иногда оказывается полезным добавить жидкое стекло в слив мельниц для пептизации пульпы в классификаторах.

При необходимости длительного контакта с минералами реагенты-регуляторы подают в специальные контактные чаны или в насосы, подающие пульпу в эти чаны (для увеличения продолжительности контакта и лучшего перемешивания реагента).

Для реагентов-собирателей обычно необходим контакт с пульпой в течение нескольких минут, поэтому их подают в контактный чан. Причем необходимо, чтобы компоненты пульпы предварительно прореагировали с реагентами-регуляторами. Поэтому иногда приходится устанавливать дополнительный контактный чан для раздельного контакта пульпы с реагентами-регуляторами и собирателями. При быстром и не особенно избирательном взаимодействии минералов с собирателем целесообразно подавать этот реагент не сразу, а отдельными порциями (так называемая дробная подача реагента). При этом часть реагента (обычно большую) подают в контактный чан, а остальные порции — в отдельные камеры

флотационных машин. Если применяют машины механического типа, то добавочные порции реагента следует подавать в пульпу, поступающую на импеллер. Соотношение расхода реагентов в отдельных точках, при котором получаются лучшие результаты, подбирают экспериментально. Примером целесообразной дробной подачи реагентов-собирателей является флотация каменных углей.

Если необходимо воздействие собирателя на свежесоблаженные минеральные грани, реагент подают в мельницу. Иногда при большой скорости взаимодействия собирателей с минералами эти реагенты можно подавать во флотационную машину, не применяя контактного чана.

Реагенты-пенообразователи подают, как правило, после собирателя непосредственно во флотационную машину. Продолжительность их контакта с пульпой обычно составляет 1—2 мин.

Для правильного использования реагентов большое значение имеет способ их подготовки перед дозированием. При применении реагентов в виде растворов необходимо подобрать оптимальную концентрацию этих растворов. Слишком разбавленные растворы применять неудобно ввиду их большого объема. Однако нельзя применять и излишне концентрированные растворы, которые трудно дозировать (вследствие высокой вязкости) или доставлять по трубопроводам. Концентрированные растворы жидкого стекла, отлагаясь на стенках реагентопроводов, закупоривают их. Иногда в концентрированных растворах реагенты изменяют свои свойства (например, крахмал и олеат натрия образуют плохо диспергируемые в воде мицеллы).

#### **Контрольные вопросы:**

1. Общее понятие о флотационных методах обогащения?
2. На какие виды разделяется флотация?
3. Назовите типы флотационных реагентов?
4. Какие продукты получают после флотации?

## ЛЕКЦИЯ №5

### Тема: КЛАССИФИКАЦИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ.

#### План учебного занятия:

1. Классификация и назначение флотационных реагентов
2. Адсорбция реагентов на поверхности раздела фаз

**Ключевые слова:** содержание серы, минерал, гидрофильность, рН среды, обогатимость, флотируемость, ошламования, флотационные реагенты

Возможность флотационных явлений обусловлена разницей в удельных свободных поверхностных энергиях на границе раздела фаз. В обычной наиболее важной в практическом отношении пенной флотации участвуют три фазы: вода, минерал, воздух. Назначением флотационных реагентов является направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела этих фаз в целях изменения показателя флотируемости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков воздуха, прочности пены. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний.

Флотационные реагенты могут быть органическими или неорганическими соединениями, а также их растворами или смесями. Одни из них образуют в водной фазе пульпы истинные растворы ионно-молекулярной дисперсности, другие растворяются весьма слабо, образуя коллоидно-дисперсные растворы, эмульсии и тонкие взвеси. Номенклатура реагентов насчитывает сотни наименований.

Современная классификация предусматривает разделение: флотационных реагентов в зависимости от их роли при флотации на следующие группы:

- пенообразователи, представляющие собой различные гетерополярные органические соединения, которые в результате их адсорбции на поверхности раздела жидкость — газ облегчают диспергирование воздуха на мелкие пузырьки, препятствуют слиянию пузырьков и повышают прочность пены;

-собиратели, представляющие собой органические вещества, способные закрепиться на поверхности извлекаемых минералов и резко увеличить их флотируемость;

-депрессоры, или подавители, к которым относятся реагенты, понижающие флотируемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно в данной операции;

-активаторы, к которым относятся реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности, гидрофобизации поверхности и флотации извлекаемого минерала;

-регуляторы среды, к которым относятся реагенты, влияющие на процессы взаимодействия собирателей, депрессоров и активаторов с минералами. Основное назначение их состоит в регулировании ионного состава пульпы, процессов диспергирования и коагуляции тонких шламов.

Депрессоры, активаторы и регуляторы среды часто относят к одной группе и называют модификаторами, поскольку с один и тот же реагент может выполнять различную роль при флотации.

Ко всем флотационным реагентам предъявляются следующие требования: селективность действия, стандартность качества, дешевизна и недефицитность, нетоксичность, удобство в применении (устойчивость при хранении, хорошая растворимость в воде, отсутствие неприятного запаха при хранении и применении и т. д.).

Направленное изменение поверхностной энергии раздела фаз под действием флотационных реагентов достигается в результате их химических взаимодействий в объеме жидкой фазы и адсорбции на поверхности, возможность протекания которых зависит от природы

### **Адсорбция реагентов на поверхности раздела фаз**

Адсорбцией называется повышение или понижение концентрации того или иного вещества на поверхности раздела фаз. Процесс адсорбции всегда протекает в сторону уменьшения свободной энергии системы в соответствии со вторым законом термодинамики.

Адсорбция на поверхности раздела фаз веществ, обладающих различными молекулярными свойствами, приводит к изменению разницы в полярности соприкасающихся фаз и, следовательно, к изменению поверхностной энергии на границе их раздела. В соответствии с правилом, сформулированным П. А. Ребиндером, вещество С может адсорбироваться на поверхности раздела фаз А и В, если оно в результате своего присутствия в поверхностном слое будет уравнивать разность полярностей этих фаз. По этой причине при адсорбции гетерополярных молекул происходит их ориентация на границе раздела фаз: полярной частью молекулы обращены к более полярной фазе, а неполярной — к менее полярной.

Адсорбция реагентов на поверхности раздела минерал — раствор, приводящая к изменению ее свободной энергии, является основным средством регулирования флотиремости минералов.

Адсорбция реагентов на минеральной поверхности протекает всегда в условиях конкуренции с молекулами воды и сопровождается понижением свободной энергии системы. Это понижение может быть обусловлено, во-первых, химическим взаимодействием с образованием ионных, ковалентных, координационных связей между ионами или молекулами реагента и химически ненасыщенными атомами или радикалами на поверхности раскола минерала; во-вторых, межмолекулярным взаимодействием силами Ван-дер-Ваальса,

электростатической поляризации, электрического изображения. Первый случай получил название химической адсорбции, второй — физической адсорбции. Они являются крайними случаями процесса адсорбции, описываемого единым квантомеханическим уравнением.

Принципиальное отличие химической адсорбции от физической состоит в том, что при химической адсорбции происходят электронные переходы между адсорбентом и адсорбатом которые образуют единую квантомеханическую систему с общим электронным хозяйством. При физической адсорбции адсорбируемая молекула или ион и решетка адсорбента могут рассматриваться как две независимые системы, взаимодействие которых представляет собой слабое возмущение; адсорбированное соединение при этом химически не изменяется. Отличие химической и физической форм адсорбции определяет следующие их характерные особенности:

-при химической адсорбции ион или молекула реагента связываются с- поверхностью более прочно, чем в случае физической адсорбции. Если при химической адсорбции энергия связи адсорбированной частицы с поверхностью, твердого соответствует теплоте образования типичных химических соединений и достигает 1 эВ, то при физической адсорбции она соизмерима с теплотой сжижения или кристаллизации адсорбируемого вещества и составляет лишь 0,01—0,1 эВ;

-химическая адсорбция более избирательна и специфична, чем физическая. Так как закрепление реагентов при химической адсорбции происходит в первую очередь на наиболее активных участках поверхности, где больше ненасыщенных сильных связей (вершины, ребра, незавершенные грани роста кристалла), то она характеризуется и большей неравномерностью распределения адсорбированного реагента на поверхности по сравнению с физической адсорбцией;

-химическая адсорбция в отличие от физической требует обычно большой энергии активации и поэтому с повышением температуры скорость ее возрастает, тогда как скорость физической адсорбции уменьшается, небольшая прочность связи адсорбированного вещества с адсорбентом при физической адсорбции приводит к ее обратимости, тогда как десорбция хемосорбированного реагента может быть осуществлена в основном только при вытеснении его другими ионами, способными образовать менее растворимое поверхностное соединение. Это не исключает возможности перемещения хемосорбированных частиц по поверхности. Однако преодолеваемые при этом энергетические барьеры меньше энергии связи частицы с решеткой минерала.

Химические вещества, вводимые во флотационную пульпу для управления флотационным процессом, обеспечения высокой избирательности флотации различных минералов, повышения прочности воздушных пузырьков и стабилизации процесса флотации, называются флотационными реагентами.



Путем подбора специальных реагентов можно искусственно изменить поверхностные свойства минералов, а именно их смачиваемость.

Например: комплексная полиметаллическая руда в которой присутствуют следующие минералы обладающие одинаковой природной флотуируемостью

- галенит  $PbS$ ,
- халькопирит  $CuFeS$ ,
- сфалерит  $ZnS$ ,
- пирит  $FeS$ ,

Во флотационной пульпе создаются такие условия, когда возможно выде-лить каждый из них в самостоятельный концентрат.

Каждый из добавляемых во флотационную пульпу реагентов имеет свое целевое назначение.

По своему назначению флотационные реагенты делятся на пять основных групп:

- собиратели (коллекторы);
- пенообразователи;
- депрессоры (подавители);
- активаторы;
- регуляторы среды.

Возможность флотационных явлений обусловлена разницей в удельных свободных поверхностных энергиях на границе раздела фаз. В обычной наиболее важной в практическом отношении пенной флотации участвуют три фазы: вода, минерал, воздух. Назначением флотационных реагентов является направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела этих фаз в целях изменения показателя флотуируемости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков воздуха, прочности пены. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний.

Флотационные реагенты могут быть органическими или неорганическими соединениями, а также их растворами или смесями. Одни из них образуют в водной фазе пульпы истинные растворы ионно-молекулярной дисперсности, другие растворяются весьма слабо, образуя коллоидно-дисперсные растворы, эмульсии и тонкие взвеси. Номенклатура реагентов насчитывает сотни наименований.

### **Контрольные вопросы:**

- 1) Общие понятие о флотационных методах обогащения?
- 2) На какие виды разделяется флотация?
- 3) Назовите типы флотационных реагентов?  
Какие продукты получают после флотации?

## ЛЕКЦИЯ №6

### Тема: РЕАГЕНТЫ СОБИРАТЕЛИ.

#### План учебного занятия:

1. Строение молекул и классификация собирателей.
2. Классификация собирателей.
3. Сульфгидрильные собиратели. Оксигидрильные собиратели.

**Ключевые слова:** оцинкование, руда, минерал, свойства, содержание, требование, извлечение, концентрат, хвосты, сульфид серы

В качестве собирателей предложено большое число органических соединений. Классификация основных групп собирателей, наиболее широко используемых при флотации различных типов минерального сырья, приведена на рис. 1.22.

Поскольку собиратели применяются для гидрофобизации поверхности минералов, то в состав их молекул в обязательном порядке входят аполярные группы атомов. Если молекулы собирателя состоят только из углеводов, то такие собиратели называются аполярными, неполярными, углеводородными маслами,

Гораздо чаще при флотации используют гетерополярные собиратели, молекулы которых кроме углеводородного радикала алифатического или реже циклического ряда, т. е. аполярной (или неполярной) части, имеют и полярную группу. Полярная группа собирателя определяет его химические свойства и - способность закрепляться на полярных минералах, поэтому она называется еще солидофильной или функциональной группой. Поперечное сечение ее и вследствие этого площадь, занимаемая одной молекулой на поверхности минерала, обычно больше поперечного сечения углеводородной цепи, равного  $18,5 \cdot 10^{-20} \text{ м}^2$ . Так, например, в условиях монослойного покрытия на одну молекулу (или один ион) приходится для ксантогената —  $29,3 \cdot 10^{-20} \text{ м}^2$ .

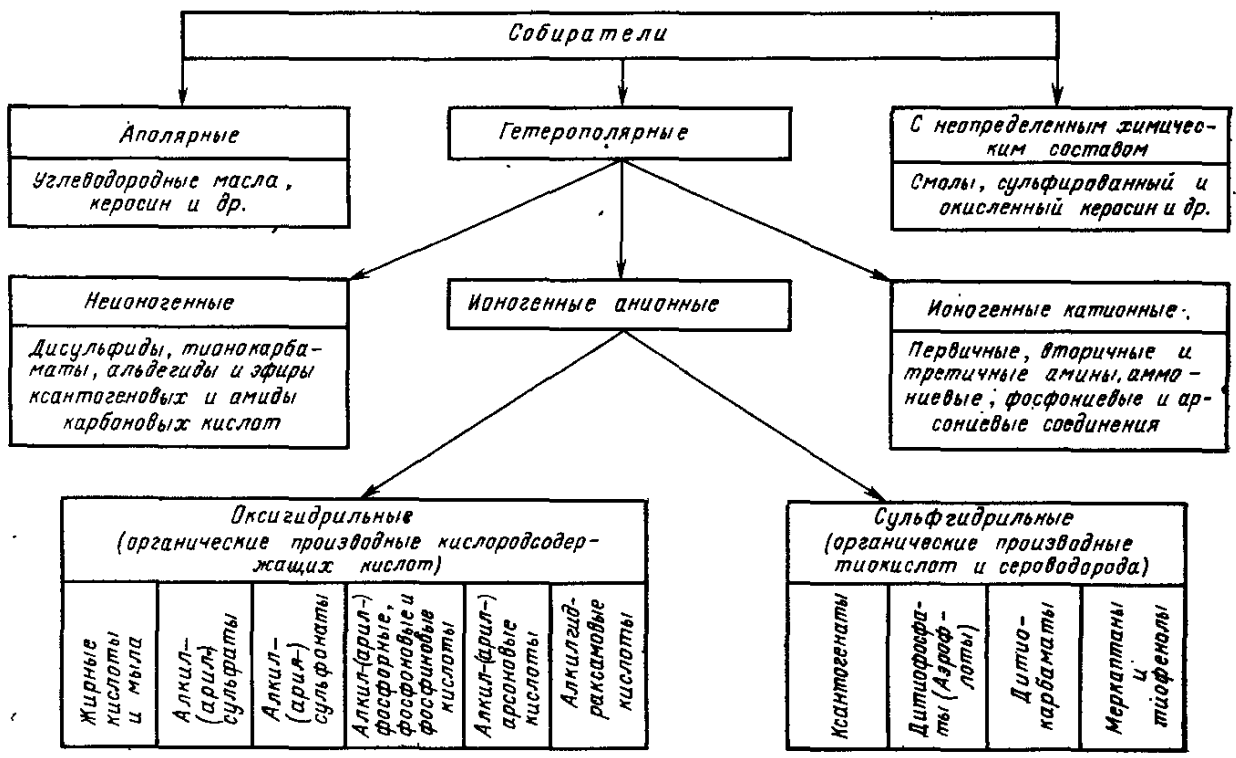


Рис. 1.22. Классификация основных групп собирателей

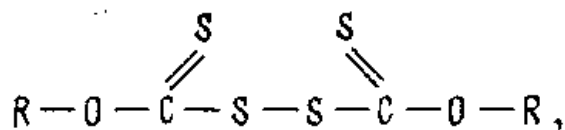
Прочность закрепления гетерополярного собирателя на поверхности определяется энергией связи функциональной группы с минералом, зависящей от ее характера и природы минерала, а также энергией дисперсионного взаимодействия углеводородных радикалов в адсорбционном слое, возрастающей с увеличением длины углеводородного радикала. Эффективность действия собирателя поэтому может быть изменена или изменением характера функциональной группы, или изменением углеводородного радикала.

Собиратели с неопределенным химическим составом (смолы, сульфированный и окисленный керосин и др.) представляют собой смесь аполярных и гетерополярных органических соединений.

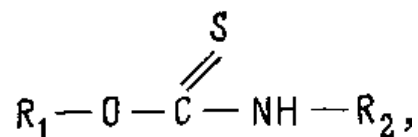
В зависимости от характера полярной группы гетерополярные собиратели могут быть ионогенными и, т.е. обладать способностью к диссоциации, или неионогенными, т.е. не обладать такой способностью.

Из неионогенных гетерополярных собирателей наибольшее распространение получили:

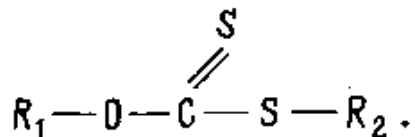
диксантогениды



тиокарбонаты



эфиры ксантогеновых кислот



Если при диссоциации ионогенного гетерополярного собирателя углеводородная часть молекулы входит в состав аниона, то он называется анионным, если в состав катиона — катионным собирателем. Строение молекул гетерополярных анионных (на примере бутилового ксантогената калия) и катионных собирателей, а также состав анионов, катионов и стереохимическая модель иона бутилового ксантогената.

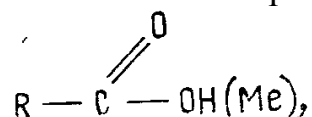
Наиболее важное практическое значение из катионных собирателей имеют органические производные аммиака — амины.

В зависимости от числа атомов водорода, замещенных в аммиаке на углеводородный радикал R, различают первичные  $RNH_2$ , вторичные  $R_2NH$ , третичные  $R_3N$  амины и четвертичные аммониевые основания  $R_4NC1$ .

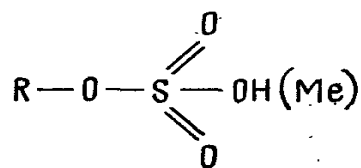
Из анионных собирателей наиболее важное практическое значение имеют органические производные угольной, фосфорной, серной, мышьяковой кислот и соответствующих им тиокислот, а также алкилгидраксамовые кислоты и их соли.

Органические производные кислородсодержащих кислот, характеризующиеся наличием в их полярной части или оксигидрильной группы —O—H (у кислот) или группы —O—Me (у солей), получили название *оксигидрильных собирателей*. Важнейшими представителями таких собирателей, применяемых в основном для флотации несulfидных минералов, являются:

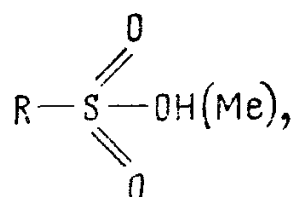
производные угольной кислоты — карбоновые кислоты и их мыла



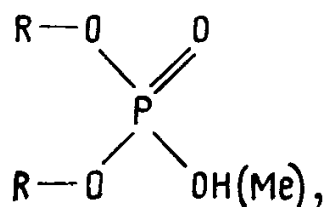
производные серной кислоты — алкил- (арил-) сульфаты



и сульфонаты

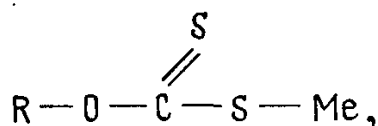


производные фосфорной и мышьяковой кислот —алкил- (арил-) фосфорные

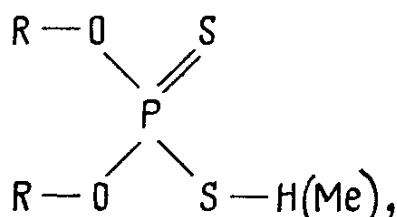


Органические производные тиокислот и тиаспиртов, характеризующиеся наличием у них сульфгидрильной группы —S—H (у кислот) или группы —S—Me (у солей), объединяются под общим названием сульфгидрильные собиратели. Эти собиратели применяются в основном для флотационного извлечения сульфидных минералов, а также благородных металлов и самородной меди. Важнейшими представителями сульфгидрильных собирателей являются:

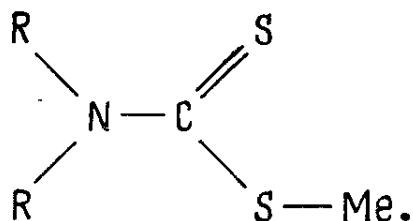
производные дитиоугольной кислоты — ксантогенаты



дитиофосфорной кислоты — дитиофосфаты (аэрофлоты)



тиоспиртов — меркаптаны и тиофенолы R—S—H(Me), дитиокарбаминовой кислоты — дитиокарбаматы



Оптимальная длина углеводородного радикала R в общем случае зависит от характера полярной группы собирателя и увеличивается с возрастанием ее полярности. Например, если радикал сульфгидрильных собирателей содержит обычно 2—5 атомов углерода, то у

алкилгидроксаматов длина углеродного радикала насчитывает уже 7—8 атомов углерода, а у органических производных карбоновых кислот — не менее 12 атомов углерода

Большинство реагентов-собирателей имеет гетерополярную структуру молекулы, которая состоит из аполярной (неполярной) и полярной групп. В воде молекулы гетерополярных собирателей диссоциируют на катион и анион. Как пример на рис. 1.23. показана структура молекулы олеата натрия  $C_{17}H_{33}COONa$ .

Полярная часть здесь представлена группой атомов  $-COONa$ .

Полярная часть ориентируется в сторону минерала и взаимодействует с ним, неполярная – в сторону воды. В данном случае гидрофобизирующее действие собирателя обеспечивается анионом  $-C_{17}H_{33}COO$ . В состав аниона входит углеводородный радикал и солидофильная группа  $-COO-$ .

Последняя является частью полярной группы, с помощью которой радикал соединяется с минералом. Аполярная группа представлена углеводородным радикалом, который очень слабо взаимодействует с диполями воды, является гидрофобным.

Именно наличие аполярного радикала обеспечивает гидрофобизацию поверхности минерала и закрепление частиц на пузырьках. Эффект гидрофобизации зависит от его длины и структуры.

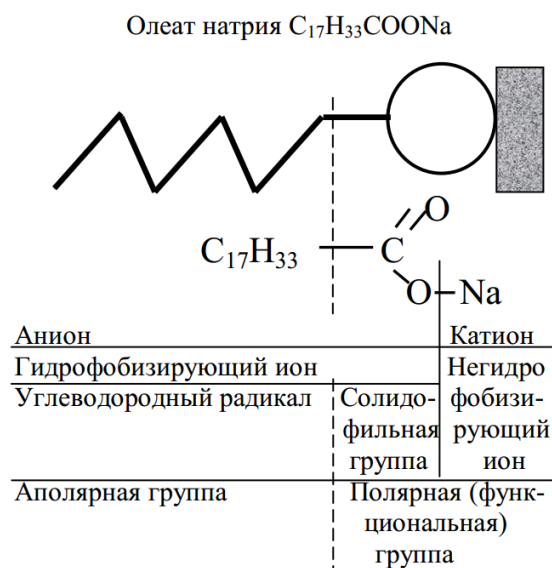


Рис 1.23. Структура молекулы олеата натрия

Полярные группы определяют химические свойства собирателей, т.е. способность взаимодействовать с поверхностью минералов и закрепляться на ней.

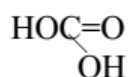
Поэтому их называют еще функциональными группами. От свойств полярной группы зависит прочность прикрепления собирателя и избирательность его действия. Полярные группы могут взаимодействовать с водой и являются гидрофильными.

В качестве собирателей используют и аполярные соединения – жидкие углеводороды, которые не диссоциируют в воде.

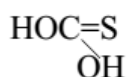
**Сульфгидрильные собиратели** являются наиболее эффективными и широко применяются при флотации сульфидных и некоторых окисленных руд цветных металлов. Сульфгидрильные собиратели относятся к ионогенным анионоактивным реагентам. В состав их солидофильной группы входит сульфгидрил –SH. Соединения, содержащие эту группу, образуют производные, в которых водород сульфгидрила замещен на атом металла.

К сульфгидрильным собирателям относятся ксантогенаты (ксантаты), аэрофлоты, меркаптаны и тиофенолы.

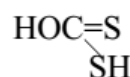
**Ксантогенаты** – это соли ксантогеновых кислот, являющихся производными угольной кислоты, в которой атом кислорода замещен атомом серы.



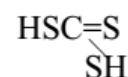
Угольная  
Тритиоугольная



Монотиоугольная



Дитиоугольная



При замене атома водорода в радикале на группы СН с разным количеством атомов С и Н получается гомологический ряд ксантогеновых кислот. Ксантогеновая – желтородящая (греч.), многие соли ее – ксантогенаты - желтого цвета. Это твердые кристаллические вещества, имеют характерный запах, не обладают пенообразующими свойствами, что позволяет регулировать их расходы в широких пределах без нарушения процесса пенообразования.

Более всего применяют ксантогенаты калия, хорошо растворимые в воде, что обеспечивает точную дозировку их в процессе, равномерное распределение в пульпе. Ксантогенаты неустойчивы в кислой среде, особенно при рН менее 5, при повышении температуры. Хранить их следует в прохладном месте, в сухом виде в закрытой таре. Устойчивость ксантогенатов тем выше, чем длиннее углеводородный радикал. Для флотации сульфидных руд характерна слабощелочная среда. Основные сульфидные минералы: сфалерит (цинковая обманка) ZnS, галенит PbS, англезит PbSO<sub>4</sub>, ковелин CuS, борнит Cu<sub>2</sub>SCuSFeS, халькопирит CuFeS<sub>2</sub>, халькантит CuSO<sub>4</sub>, пирит FeS<sub>2</sub>, аргентит Ag<sub>2</sub>S, прустит Ag<sub>3</sub>AsS<sub>3</sub>.

**Аэрофлоты** – органические производные дитиофосфорной кислоты. Их можно рассматривать как фосфорную кислоту, в которой два

атома кислорода замещены двумя атомами серы, а два атома водорода – двумя углеводородными радикалами.

В зависимости от строения углеводородного радикала дитиофосфорные кислоты образуют гомологический ряд и являются жидкими аэрофлотами.

Наибольшее значение имели крезильный и ксиленоловый аэрофлоты. Обладают некоторыми пенообразующими свойствами. Не применяются из-за токсичности. Соли щелочных металлов дитиофосфорных кислот дают сухие аэрофлоты. Аэрофлоты применяют, когда необходимо получить сульфидные концентраты цветных металлов ( $ZnS$ ,  $CuS$ ,  $CuSO_4$ ), по возможности свободные от черного металла – железа. По действию аэрофлоты слабее ксантогенатов, но более устойчивы в кислых средах, не окисляются в пульпе кислородом воздуха.

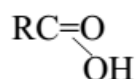
Меркаптаны и тиофенолы имеют сильный стойкий и очень неприятный запах.

В промышленности не применяются.

**К оксигидрильным** собирателям относятся производные угольной кислоты  $H_2CO_3$

– карбоновые кислоты и их соли, а также производные серной  $H_2SO_4$  и сернистой  $H_2SO_3$  кислот – алкилсульфаты и алкилсульфонаты.

При замене в угольной кислоте  $H_2CO_3$  группы  $OH$  на органический радикал получаем гомологический ряд карбоновых (жирных) кислот. При взаимодействии карбоновых кислот с основаниями получают соли, называемые мылами:



Карбоновые  
кислоты

Высокомолекулярные карбоновые кислоты и их мыла являются собирателями для многих минералов. Растворимость и флотационная активность карбоновых кислот зависит от длины углеводородного радикала – при ее увеличении снижается растворимость, но повышается флотационная активность. Собирательная способность мыл зависит от строения углеводородной цепи и наличия в ней двойных связей. Ненасыщенные жирные кислоты (имеют двойные связи) более сильные собиратели, чем насыщенные при равном числе атомов углерода в цепи.

Широко применяется олеиновая кислота, которая является ненасыщенной и имеет одну двойную связь в середине углеводородной цепи:  $C_{17}H_{33}COOH$ . Ей соответствует насыщенная кислота  $C_{17}H_{35}COOH$  – стеариновая.

**Жирные кислоты** – хорошие собиратели для не содержащих кремнезем солей щелочноземельных металлов и карбонатов черных металлов: кальцита  $CaCO_3$ , флюорита  $CaF_2$ , шеелита  $CaWO_4$ , апатита



$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{Fe}, \text{Cl}, \text{OH})$ , барита  $\text{BaSO}_4$ , (витерита  $\text{BaCO}_3$ , сидерита  $\text{FeCO}_3$ , родохрозита  $\text{MnCO}_3$ ).

Заменителями олеиновой кислоты в промышленности являются продукты различных производств, содержащие жирные кислоты: олеин, сульфатное мыло, талловое масло, нафтеновые кислоты, синтетические жирные кислоты СЖК, кубовые остатки синтетических жирных спиртов КОС, окисленные углеводороды, отходы масло-жировых и других химических производств.

Собиратели на основе жирных кислот менее селективны, чем ксантогенаты, поэтому для сульфидов применяются мало. Механизм закрепления – хемосорбционный. Образуют на поверхности минерала трудно растворимые мыла с ионами щелочноземельных и тяжелых металлов.

Собиратели этого типа чувствительны к рН среды, лучше работают в щелочной среде. Если флотацию нужно вести в кислой среде, то мыла используют в виде растворов в углеводородах или в смеси с другими ПАВ. Все жирнокислотные собиратели обладают свойствами сильных вспенивателей.

## ЛЕКЦИЯ №7

### Тема: АКТИВАТОРЫ И МЕХАНИЗМ ИХ ДЕЙСТВИЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ

#### План учебного занятия:

1. Назначение и основные механизмы активирующего действия реагентов модификаторов.
2. Активирующее действие реагентов путем химической очистки поверхности минералов
3. Активирующее действие реагентов путем хемосорбции ионов на поверхности.

**Ключевые слова:** флотационные свойства, флотируемость, технологические схемы, реагентный режимы, свойства минералов

#### Назначение и основные механизмы активирующего действия реагентов модификаторов

Термины активатор и депрессор являются условными, т.к. один и тот же реагент-регулятор по отношению к разным минералам может быть и активатором и депрессором. Например, сернистый натрий активирует флотацию окисленных минералов цветных металлов, а по отношению к сульфидным минералам является депрессором. Кроме того, в зависимости от условий применения один и тот же регулятор может быть как активатором, так и депрессором. Все тот же сернистый натрий активирует окисленные минералы при низких концентрациях в пульпе. И может проявить депрессирующее действие при увеличении концентрации до определенного значения.

К регуляторам активирующего действия относятся: 1) водорастворимые соли тяжелых металлов (для сфалерита  $ZnS$ , пирита, кварца), 2) водорастворимые соли щелочноземельных металлов (для кварца и несulfидных минералов), 3) водорастворимые сульфиды - сернистый натрий (для окисленных руд цветных металлов - церуссита  $PbCO_3$ , малахита  $CuCO_3$ ), 4) кислород (для сульфидных и несulfидных минералов).

Активаторы способствуют закреплению собирателя на поверхности активируемого минерала. Необходимо, чтобы действие активатора было селективным и временным, т.е. могло быть прекращено добавкой депрессора.

Основные механизмы активации: 1 – образование активирующего поверхностного соединения, 2 – растворение с поверхности депрессирующего слоя.

Селективная флотация минералов, как правило, не может быть осуществлена с применением только собирателя и пенообразователя. Она обеспечивается использованием реагентов- модификаторов среди которых

важное значение имеют реагенты-активаторы. В качестве реагентов-активаторов применяют, как правило, неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочноземельных и тяжелых металлов, комплексообразующие соединения и т. д. Основным назначением их применения является обеспечение закрепления собирателя на поверхности и ее гидрофобизация в целях эффективной флотации извлекаемого минерала.

Результаты изучения роли химической и физической форм сорбции собирателей позволяют рассматривать активацию флотации минералов как создание условий, обеспечивающих образование смешанного сорбционного слоя собирателя наряду

с повышением степени исходной гидрофобности минеральной поверхности. Это достигается применением реагентов-активаторов, вызывающих:

- химическую очистку поверхности минералов от депрессирующих пленок и обнажение элементов кристаллической решетки, способных к взаимодействию с собирателем и образованию на них сорбционного слоя необходимого состава;

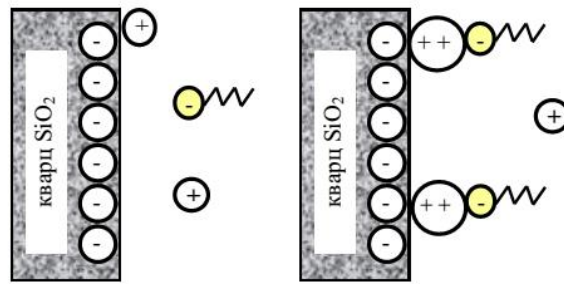
- хемосорбцию ионов на поверхности, которые становятся центрами закрепления собирателя;

- гетерогенную химическую реакцию, приводящую к образованию объемных пленок, поверхность которых является благоприятной для образования необходимого сорбционного покрытия собирателя.

### **Активирующее действие реагентов путем химической очистки поверхности минералов**

Примером такого механизма флотации минералов является активирующее действие кислот.

Например, серная кислота активирует флотацию окисленных пиритных руд. При сильном окислении сульфидов железа их поверхность экранируется объемной пленкой конечных гидрофильных продуктов окисления, не обладающих ни ионной, ни электронной проводимостью. По этой причине взаимодействие ксантогената с сульфидной поверхностью протекает весьма слабо и закрепившийся собиратель не способен перекрыть гидрофилизующее действие продуктов окисления. После добавки кислоты гидрофильные окисленные соединения железа растворяются, обнажая сульфидную поверхность, взаимодействие ксантогената с которой приводит к образованию сорбционного слоя собирателя необходимого состава, обеспечивающего эффективную флотацию минерала.



Кварц до активации(слева) и после (справа)

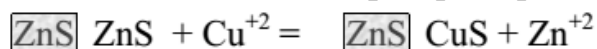
Для активации никеленосных пирротинов по такому же механизму лучшие результаты могут быть получены при использовании многоосновных кислот, например щавелевой, или свежеприготовленных растворов сернистой кислоты.

Растворение поверхностных пленок кислотами повышает флотуемость касситерита, ильменита, вольфрамита, флюорита и других минералов оксигидрильными собирателями. Применение, например, плавиковой кислоты для активации берилла объясняется растворением гидрофильных кремнекислородных остатков на поверхности и обнажением катионов бериллия, что приводит к увеличению доли хемосорбционного закрепления олеата и образованию оптимального сорбционного слоя собирателя на минерале.

Активирующим действием по такому же механизму при флотации с оксигидрильными собирателями могут обладать также щелочи и комплексообразующие соединения (цианиды, фосфаты, фториды и др. Например, повышенная концентрация едкого натра приводит к частичному растворению силикатов, что используется для избирательной активации сподумена.

В свою очередь цианиды могут являться активаторами сильно окисленных сульфидов меди, так как окисленные соединения меди легко растворяются цианидами. Однако процесс активации следует вести осторожно. Избыток цианида, сверх необходимого для растворения окисленной пленки, приведет к депрессии сульфидов меди при флотации их с сульфгидрильными собирателями.

Механизм активация сфалерита растворимыми солями меди



Пример: Активация кварца катионами двухвалентных тяжелых металлов. Кварц не флотурует с олеиновой кислотой, т.к. не содержит катионов, дающих труднорастворимые мыла. Собиратель адсорбируется на чистом кварце, но прочность этой связи небольшая. После активации кварц флотурует с олеиновой кислотой. Для объяснения выдвинуто две гипотезы. Одна предполагает электростатическое взаимодействие, вторая – химическое.

## Активирующее действие реагентов путем хемосорбции ионов на поверхности

Наиболее известными примерами данного механизма активирующего действия реагентов являются активация силикатных минералов солями щелочноземельных (кальция, бария и др.) и тяжелых (свинца, меди, железа и др.) металлов, активация сфалерита и сульфидов железа солями меди, активация алюмосиликатов плавиковой кислотой в присутствии катионных собирателей.

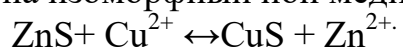
*Активирующее действие солей щелочноземельных и тяжелых металлов на силикатные минералы* имеет особенно большое значение при селективной флотации несulfидных минералов оксигидрильными собирателями. Минералы, не имеющие на своей поверхности катионов, способных образовать труднорастворимые мыла, например кварц, не могут флотироваться такими собирателями. Исследования показали, что на чистом кварце из растворов олеата адсорбируются только молекулы олеиновой кислоты и эта адсорбция, не содержащая химически закрепившегося собирателя, не приводит к флотации. Однако кварц легко активируется катионами двухвалентных и тяжелых металлов, после чего начинает флотироваться олеатом или другим оксигидрильным собирателем. По активирующей способности М.А. Эйгелес располагает их в следующий ряд:  $Fe^{+3} > Al^{+3} > Fe^{+2} > Ca^{2+} > Mg^{2+}$ .

Аналогичен механизм действия оксигидрильных собирателей при флотации не только силикатных минералов (кварца, полевого шпата и др.), активированных другими катионами, например трехвалентного железа или, алюминия, но и при флотации касситерита. При взаимодействии олеиновой кислоты с чистой поверхностью касситерита она адсорбируется только в молекулярной форме и минерал не флотируется. Если же поверхность касситерита активирована ионами поливалентных металлов, то образуются хемосорбированные соединения собирателя, поверхность которых, по данным С. И. Полькина, могут закрепляться десятки и сотни монослоев физически адсорбированных соединений и молекул собирателя, т.е. образуется сорбционный слой, необходимый для эффективной флотации минерала.

*Активирующее действие солей тяжелых металлов на флотацию сульфидных минералов* играет важную роль при селективной флотации с сульфгидрильным и собирателями.

Практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды, для активации сульфидов цинка используется медный купорос ( $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ ). Плохая флотируемость неактивированного сфалерита, несмотря на наличие хемосорбированного собирателя, объясняется невозможностью окисления ксантогенатных ионов до диксантогенида вследствие высокого отрицательного заряда поверхности данного минерала.

Образование активирующего соединения на поверхности сфалерита в присутствии медного купороса обусловлено замещением цинка на изоморфный ион меди



Вытеснение ионами меди ионов цинка и железа объясняется тем, что сульфид меди CuS менее растворим, чем сульфиды цинка и железа.

Установлено, что если сульфид металла менее растворим, то и ксантогенат этого металла также будет менее растворим. Поэтому для сульфидных минералов всякая растворимая соль металла, дающего при взаимодействии с ионами серы менее растворимый сульфид, является активатором. Например, для сфалерита активаторами могут быть не только концы меди, но и ионы свинца, серебра, и ртути, так как PbS, AgS и HgS менее растворимы, чем ZnS. Закрепление ксантогената на активированном вышеперечисленными металлами сфалерите происходит более прочно и при меньших концентрациях собирателя в пульпе. Закрепление ксантогената на активированном сфалерите сопровождается одновременным образованием диксантогенида в сорбционном слое собирателя, что приводит к эффективной флотации минерала.

Таким образом, если основной причиной активации силикатных минералов является обеспечение возможности хемосорбции собирателя, то при активации сфалерита обеспечивается возможность образования в сорбционном слое собирателя физически адсорбированных молекул диксантогенида.

Расход активирующих солей составляет 50—400 г/т. Скорость их взаимодействия с минеральной поверхностью зависит от значения pH, изменяющего состояние реагента в жидкой фазе пульпы и состояние минеральной поверхности.

Например, при активации силикатных минералов скорость и значение адсорбции активирующих ионов обычно возрастают с увеличением pH, так как при этом увеличивается концентрация, однозамещенных гидратов щелочноземельных металлов (например, BaOH<sup>+</sup>, CaOH<sup>+</sup> и др.) и число силанольных групп на поверхности, в результате чего увеличивается вероятность протекания реакции.

При активации сульфидных минералов медным купоросом, наоборот, максимальная скорость и значение сорбции меди наблюдаются в слабокислой и нейтральной средах, отвечающих наибольшей концентрации ионов Си<sup>2+</sup>. В щелочных пульпах образуется малорастворимая гидроокись меди Cu(OH)<sub>2</sub>, концентрация ионов Си<sup>2+</sup> резко уменьшается и скорость активации падает.

### **Контрольные вопросы:**

1. Общие понятия о флотационных методах обогащения?
2. На какие виды разделяется флотация?

3. Назовите типы флотационных реагентов?
4. Какие продукты получаются после флотации?

## ЛЕКЦИЯ №8

### Тема: ДЕПРЕССОРЫ И РЕАГЕНТЫ РЕГУЛЯТОРЫ СРЕДЫ

#### План учебного занятия:

1. Назначение и основные механизмы действия реагентов депрессоров.
2. Депрессирующее действие щелочных реагентов.
3. Депрессирующее действие сульфидов щелочных металлов
4. Депрессирующее действие цианидов
5. Регулирование рН пульпы.
6. Регулирование окислительно-восстановительного потенциала пульпы.
7. Регулирование процессов диспергации и коагуляции шламов.

**Ключевые слова:** минерал, флотирuemость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема, легирующий элемент, минерал, содержание, плавление, галенит, требования к концентратам, рН, концентрат, хвосты, минерал, флотирuemость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

#### Назначение и основные механизмы действия реагентов депрессоров

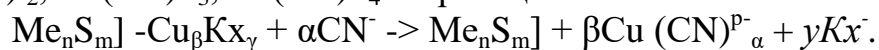
Применение реагентов-депрессоров является основным средством получения максимальной селективности при флотационном разделении минералов с близкими свойствами.

Если для эффективной флотации минералов необходимо соблюдение двух условий: гидрофобизации поверхности, например, за счет погашения некомпенсированных валентностей минеральной поверхности собирателем и возможности закрепления на гидрофобизированной подкладке микрокапель физически адсорбированного собирателя, то для подавления их флотации необходимо несоблюдение хотя бы одного из этих условий. Это обеспечивается обычно применением реагентов-депрессоров, в качестве которых на практике наиболее широко используются щелочи, цианиды, серноокислый цинк, сернистый натрий, сернистая кислота и ее соли, смесь серноокислого железа и сульфата натрия, двуххромовокислые соли, жидкое стекло, некоторые органические высокомолекулярные и другие соединения. Основной трудностью при выборе депрессирующих реагентов является их недостаточная избирательность по отношению к разделяемым минералам. Основные механизмы депрессирующего действия реагентов можно свести к следующим:

1. Растворение поверхностных соединений собирателя и создание условий, препятствующих закреплению собирателя на поверхности



минерала. Примером такого механизма является депрессирующее действие цианистых солей на флотацию сульфидов меди или активированного медным купоросом сфалерита. В отсутствие депрессора собиратель закрепляется на их поверхности. Добавка в пульпу цианистых солей приводит к разрушению ксантогенатных соединений меди вследствие образования прочных медноцианистых комплексных ионов  $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ ,  $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ ,  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$  по реакции



В результате этого обнажается гидрофильная поверхность минерала и его способность флотироваться утрачивается.

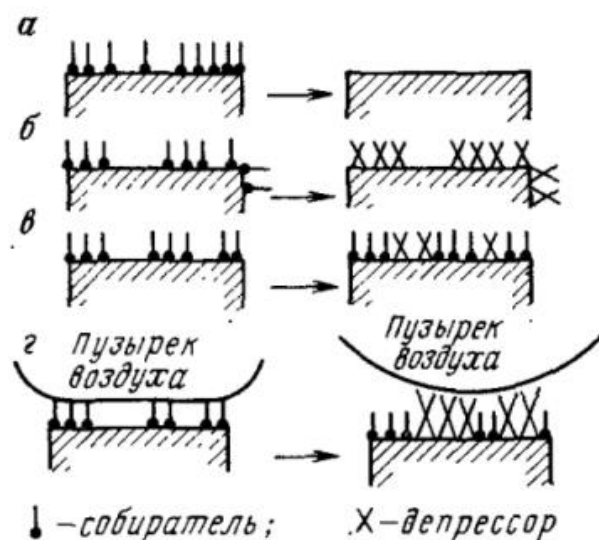


Рис- 1.24. Схема механизмов депрессирующего действия реагентов

2. Вытеснение ионов собирателя ионами депрессора, образующими с ионами, минерала труднорастворимое гидрофильное соединение. Примером такого механизма является депрессирующее действие гидроксильных  $\text{OH}^-$  и сульфидных  $\text{S}^{2-}$  ионов, конкурирующих с ионами собирателя  $\text{Kx}^-$  и замещающих их на поверхности (рис. 1.24 б):

3. Повышение степени гидрофильности минеральной поверхности без вытеснения собирателя. Энергетическая неоднородность минеральной поверхности вызывает неравномерное распределение собирателя по ней. Средняя гидрофобность, например, сульфидной поверхности определяется гидрофобностью участков покрытых собирателем ( $\text{Me}_\alpha\text{Kx}_\beta$ ), и гидрофобностью чистой поверхности ( $\text{Me}_\alpha\text{S}_x\text{O}_y$ ), не занятой собирателем. При добавке депрессора он может закрепляться на свободных участках поверхности, резко увеличивая степень их гидрофильности.

Это приводит к увеличению средней гидрофильности поверхности без вытеснения собирателя и флотирруемость минерала ухудшается. Примерами такого механизма является депрессирующее действие хроматов и фосфатов на галенит.

4. Закрепление на поверхности депрессируемого минерала

гидрофильных неорганических или органических частиц. Тонкодисперсные и коллоидные частицы всегда значительно больше ионов или молекул собирателя. Закрепляясь на свободных от собирателя участках поверхности, они перекрывают гидрофобизирующее действие собирателя (рис 1.24, г). Контакт между пузырьком и частичкой и ее флотация поэтому становится невозможными. По такому механизму могут депрессировать флотацию минералов жидкое стекло, осадки продуктов взаимодействия реагентов, высокомолекулярные органические вещества.

### **Депрессирующее действие щелочных реагентов**

В качестве щелочных реагентов чаще всего используют соду, известь и едкий натр. В присутствии анионных собирателей с их помощью можно подавить флотацию практически

всех минералов. Поскольку сульфиды меди и активированный медным купоросом сфалерит обладают наибольшей, а сульфиды железа наименьшей устойчивостью к депрессирующему действию щелочных реагентов, при флотационном разделении данных минералов чаще всего и используются щелочные реагенты.

Депрессируют щелочные реагенты в основном по второму механизму. Повышение концентрации гидроксильных ионов в пульпе приводит к вытеснению ионов ксантогената из сорбционного слоя на поверхности сульфидов.

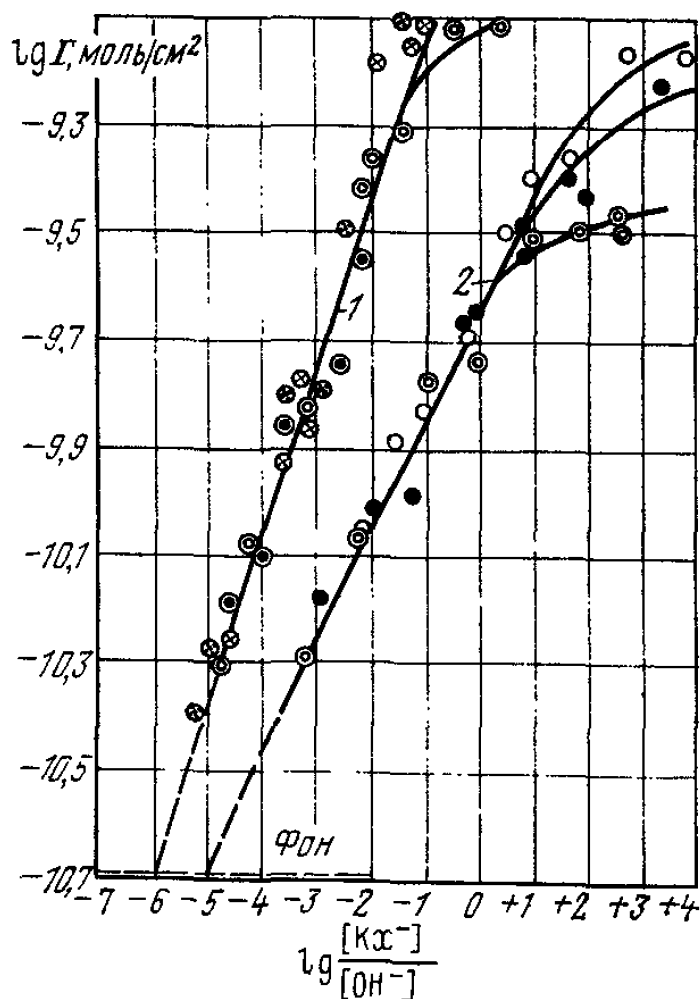


Рис. 1.25. Влияние соотношения концентраций ксантогенатных  $[Kx^-]$  и гидроксильных  $[OH^-]$  ионов в растворе на плотность  $\Gamma$  адсорбции ксантогената на поверхности пирита: 1- для бутилового ксантогената на зырянском пирите по результатам  $\Gamma=f(pH)$  при различных  $[Kx^-]$ ; 2 - для этилового ксантогената на пирите по результатам  $\Gamma=f(pH)$  при различных  $[Kx^-]$

Необходимое соотношение концентраций ионов собирателя  $X^-$  и гидроксильных ионов  $OH^-$ , обеспечивающее прилипание пузырька воздуха к поверхности минералов, отвечает общему выражению в котором численные значения коэффициента пропорциональности  $m$  и другой характеристической константы  $y$ , зависят от флотируемого минерала и используемого собирателя.

$$[X^-] = m [OH^-]^y,$$

Количественные зависимости между необходимой  $[X^-]$  и  $pH$  пульпы требуются, во-первых, для объективного анализа и совершенствования процессов селективной флотации руд и, во-вторых, для использования их в качестве задания функциональным блокам

систематического контроля и регулирования флотационных процессов на обогатительных фабриках.

Рассмотрим наиболее важные в практическом отношении зависимости между концентрацией ксантогенатных ионов  $[Kx^-]$  и значением рН пульпы при флотации основных сульфидных минералов.

Зависимость  $[Kx^-] = f(pH)$  при флотации сульфидов свинца. Экспериментально установлено, что каждому значению рН отвечает своя  $[Kx^-]_{необх}$ , при которой обеспечивается полная или максимальная флотация сульфидов свинца и наоборот, каждой  $[Kx^-]$  в пульпе отвечает вполне определенное критическое значение рН, превышение которого вызывает резкое падение флотируемости минерала.

### **Депрессирующее действие сульфидов щелочных металлов**

Сульфиды щелочных металлов, например сернистый натрий  $Na_2S$ , являются сильными депрессорами для всех сульфидов цветных, черных и редких металлов, кроме молибденита  $MoS_2$ . Депрессия сульфидов протекает в основном по второму механизму: сульфидные ионы вытесняют ксантогенатные ионы, так как растворимость сульфидов тяжелых металлов значительно меньше растворимости их ксантогенатов.

Сульфиды щелочных металлов широко используются в практике флотации полиметаллических руд для предотвращения взаимоактивации сульфидов в процессе измельчения, для десорбции собирателя с поверхности сульфидных минералов перед их разделением и в процессе самого разделения, например, медно-молибденовых концентратов. Эффективность каждой из этих операций зависит от того, насколько концентрация сульфидов ионов в пульпе близка к оптимальной.

Количественные зависимости между концентрациями сульфидных, водородных и ксантогенатных ионов для условий полной флотации сульфидов, полной депрессии их флотации, а также для условий полного предотвращения сорбции собирателя на поверхности сульфидных минералов могут быть получены на основании тех же теоретических положений, что и при разработке зависимостей  $[Kx^-]=f(pH)$ .

### **Депрессирующее действие цианидов**

В качестве цианидов на практике используются  $NaCN$ ,  $KCN$ ,  $Ca(CN)_2$  или технический продукт цианплав, содержащий 42—47 % цианидов в пересчете на  $NaCN$ .

Цианиды довольно легко депрессируют сульфиды железа и активированный ионами меди сфалерит несколько труднее — халькопирит и только при очень больших расходах — вторичные сульфиды меди (ковеллин и халькозин).

Депрессия флотации минералов в присутствии цианидов осуществляется по первому механизму. Цианиды растворяют ксантогенатные соединения на поверхности депрессируемого минерала

вследствие образования прочных комплексных ионов с катионами железа  $\text{Fe}[\text{CN}]_6^{4-}$  или меди  $\text{Cu}[\text{CN}_2^-]$ . Образование таких ионов приводит к понижению концентрации свободных ионов железа и меди в пульпе до такой степени, что

произведение из их концентраций  $[\text{Me}^{n+}]$  и ионов ксантогената  $[\text{Kx}^-]$ , например для меди  $[\text{Cu}^+][\text{Kx}^-]$ , становится меньше произведения растворимости «поверхностного» ксантогената металла, который начинает поэтому растворяться. Поскольку при избытке ионов  $\text{CN}^-$  катионы железа и меди все время связываются в комплексные ионы, растворение протекает до полного разрушения ксантогенатных соединений на поверхности сульфидов меди, железа и активированного сфалерита. Во всех таких случаях действует правило: «Если цианид с металлом сульфида способен дать прочный комплексный ион, то ксантогенаты этих металлов будут растворяться в цианиде, а сульфиды этих металлов будут ими депрессироваться»

Результаты селективной флотации еще более ухудшаются при наличии в руде растворимых в цианиде медных минералов (карбонатов и вторичных сульфидов меди), так как в этом случае резко снижается концентрация в пульпе свободных ионов  $\text{CN}^-$  и возрастает концентрация медных ионов, активирующих сфалерит.

К общим недостаткам цианидов как реагентов относятся следующие:

-они частично растворяют и депрессируют золото, что вызывает потери;

-они являются сильным ядом и при их использовании следует особо строго соблюдать правила техники безопасности, г удаляемые из фабрики хвосты и сточные воды необходимо обезвреживать;

-их можно использовать только в щелочных пульпах, так как в кислой среде выделяется синильная кислота  $\text{HCN}$ , являющаяся сильнейшим ядом.

### **Депрессирующее действие кислот**

Депрессирующее действие кислот, как и цианидов, обусловлено главным образом их дезактивирующим действием на поверхность, особенно силикатных минералов.

Например, серная кислота используется для депрессии кварца при флотации оксигидрильными собирателями, плавиковая депрессирует слюду при флотации катионным собирателем, а молочная—слюду при флотации сульфидов железа сульфгидрильными собирателями. В свою очередь, лимонная кислота депрессирует кварц, слюду и полевой шпат при флотации барита жирными кислотами. Расход кислоты при флотации составляет 250—2000 г/т.

**Депрессирующее действие цинкового купороса и его сочетаний с другими реагентами**

Цинковый купорос, обычно в сочетании с содой, едким натром, сульфитом или цианидом, применяется для депрессии сфалерита или вторичных сульфидов меди при флотации свинцово-цинковых, свинцово-медных, медно-цинковых и свинцово-медно-цинковых руд.

Депрессирующее действие цинкового купороса на сфалерит связывают с налипанием коллоидных цинксодержащих осадков на его поверхности. Такие осадки образуются в пульпе в результате взаимодействия загруженного цинкового купороса с растворенной углекислотой воздуха и содержат в своем составе гидроксильные и карбонатные ионы. В нейтральной и щелочной средах цинксодержащие осадки налипают на поверхность всех сульфидных минералов (галенита, пирита, халькопирита, сфалерита), но сильное депрессирующее действие они оказывают только на сфалерит. Причиной селективности депрессирующего действия цинкового купороса может быть одноименный катион в осадке и на поверхности сфалерита, что улучшает закрепление осадка на минерале и способствует образованию более плотного и более прочного шламового покрытия на сульфидах цинка по сравнению с другими сульфидами.

Наибольшая депрессирующая способность осадков наблюдается в момент их образования, когда кристаллическая решетка еще не сформировалась и ненасыщенные валентные связи осадка компенсируются ненасыщенными связями поверхности сфалерита. Кристаллические осадки, например  $Zn(OH)_2$ , получаемые при дополнительной подаче едкого натра в пульпу (до  $pH < 11$ ), не депрессируют флотации сфалерита. В кислой среде цинковый купорос также не является депрессором для сфалерита, так как в этих условиях осадков не образуется. Минимальной растворимостью и максимальной устойчивостью осадки гидроокиси цинка обладают в объеме пульпы и на поверхности сфалерита при значениях  $pH$  9—9,5. Именно в этой области значений  $pH$ , достигаются лучшие результаты депрессии сфалерита цинковым купоросом и максимальная селективность флотации.

В зависимости от конкретных особенностей вещественного состава перерабатываемого сырья могут использоваться смеси цинкового купороса с различными реагентами.

**Смесь цинкового купороса и соды** используется главным образом для флотационного отделения сульфидов меди и железа от сульфидов цинка в процессе обезмеживания и обезжелезнения черновых цинковых концентратов, получаемых при флотации полиметаллических руд. показали, что в условиях депрессии сфалерита цинковым купоросом в содовой среде образуются аморфные осадки основного карбоната цинка с размером частиц от десятых долей микрометра до нескольких микрометров. Эффективность депрессии сфалерита такими осадками уменьшается при повышении температуры пульпы, повышении  $pH$  пульпы более 10,5, добавке в пульпу жидкого стекла, введении в пульпу

ионов меди, увеличении продолжительности и интенсивности перемешивания, увеличении расхода собирателя, т. е. при всех мероприятиях, вызывающих ослабление прочности связи или удаление осадка с минеральной поверхности.

В оптимальных условиях расход цинкового купороса составляет 2—4 кг/с, а соды—около 1 кг/т черногого концентрата.

**Смесь цинкового купороса с едким натром** представляет собой щелочной раствор цинкаты ( $\text{pH} > 11$ ). Цинкаты хорошо депрессируют сфалерит, не оказывая депрессирующего действия на галенит, халькопирит и пирит. При отделении сульфидов меди от сфалерита цинкаты

дают более высокие результаты по сравнению с цианидами, так как в отличие от цианидов они не снижают флотуемости сульфидов меди.

### **Депрессирующее действие жидкого стекла**

В общем случае жидкое стекло можно рассматривать как соль поликремневых кислот с общей формулой  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ .

При обработке жидкого стекла растворами кислот получается так называемое активированное жидкое стекло, содержащее значительное число взвешенных в воде частиц кремнекислоты.

Состав растворов и степень дисперсности частиц кремнекислоты зависит от  $\text{pH}$ , разбавления раствора и времени стояния его после приготовления. Чем выше щелочность, тем больше степень дисперсности. При очень высоких  $\text{pH}$  могут быть получены истинные растворы, содержащие простые ионы, при низких  $\text{pH}$  получаются растворы, содержащие полиионы и частицы кремнекислоты.

Многокомпонентность растворов жидкого стекла, изменение их состава во времени (вследствие процессов гидролиза и коагуляции) обуславливают непостоянство депрессирующих свойств этого реагента, если условия приготовления его растворов и сроки их хранения неодинаковы.

Жидкое стекло является малоселективным депрессором и при больших расходах может депрессировать все минералы. Но все же депрессирующее действие жидкого стекла на отдельные классы минералов различное и при анионном собирателе оно уменьшается в следующей последовательности: кварц; силикаты; окислы; карбонаты и не содержащие кремнезема соли щелочноземельных металлов; сульфиды; минералы, обладающие высокой естественной гидрофобностью.

Разделение минералов, принадлежащих к одному классу, с использованием жидкого стекла представляет значительные затруднения. Повышение селективности действия этого реагента достигается следующими способами: точным подбором расходов соды, жидкого стекла и собирателя; обработкой пульпы жидким стеклом при повышенной температуре; добавкой в пульпу солей поливалентных

металлов или предварительно приготовленной смеси растворов жидкого стекла и солей поливалентных металлов, например железа или алюминия; использованием активированного жидкого стекла; предварительной кислотной обработкой пульпы.

Жидкое стекло применяется при селективной флотации несulfидных минералов, для депрессии силикатных шламов при sulfидной флотации особенно сильно разрушенных руд, при флотации серных, графитовых и других руд. Обычный расход жидкого стекла составляет 100—500 г/т.

### **Регулирование рН пульпы**

Регуляторы среды применяются для изменения щелочности среды, в ко-торой происходит флотация минералов.

Кислотные и щелочные свойства среды характеризуются величиной рН или концентрацией ионов водорода или ионов гидроксила.

Флотация любого минерала происходит при определенном значении рН и для получения технологических показателей необходимо строго поддерживать заданное значение концентрации ионов водорода.

$$pH = -\lg [H^+]$$

$$K = \frac{[H^+][OH^-]}{H_2O}$$

При изменении величины рН изменяются свойства и растворимость не только флотационных реагентов, но и самих минералов.

В качестве регуляторов применяются:

- щелочи(известь, NaOH),

- кислоты (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>),

- кальцинированная сода (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>) – в результате гидролиза Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>еерастворы приобретают щелочной характер, но рН не превышает 11(обычно ее применяют для создания рН=7-10).

### **Регулирование окислительно-восстановительного потенциала пульпы**

Окислительно-восстановительный Eh-потенциал пульпы может оказать значительное влияние на состояние поверхности минералов, на скорость протекания реакций окисления-восстановления (например, в системе ксантогенат — диксантогенид) поверхности sulfидных минералов, на соотношение окисленных и восстановленных форм реагента в объеме пульпы. Eh-потенциал пульпы можно регулировать подачей окислителей (например, перекиси водорода, перманганата и др.) или восстановителей (сульфита, тиосульфата и др.), электрохимической обработкой пульпы или ее аэрацией.



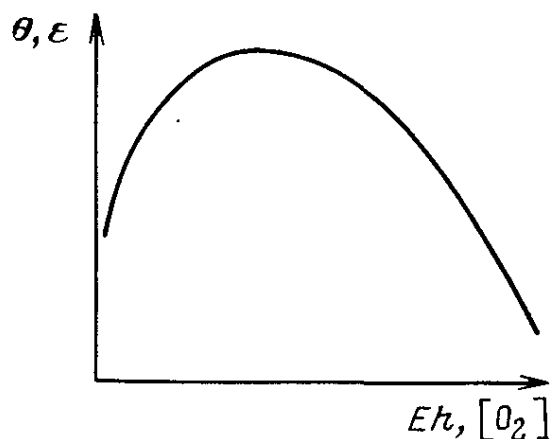


Рис. 1.29 Влияние окислительно-восстановительного потенциала  $Eh$  или концентрации кислорода в пульпе  $[O_2]$  на краевой угол смачивания  $\theta$  или извлечение сульфидов при флотации

Количественная зависимость между гидрофобностью или извлечением сульфидов при флотации и значением  $Eh$ -потенциала пульпы, регулируемого продолжительностью аэрации и изменением концентрации кислорода в пульпе, показывает, что при флотации существует оптимальная концентрация кислорода в пульпе и оптимальные значения  $Eh$  потенциала.

Различные сульфиды по-разному взаимодействуют с кислородом. Например, пирит и, особенно, Пирротин взаимодействуют быстро, а халькопирит и другие сульфиды медленнее.

Поэтому при большом содержании пирротина в руде, он поглощает кислород в первую очередь, а другие минералы из-за недостатка кислорода окисляются медленно и флотация их может идти вяло. Дополнительная аэрация в таких случаях оказывается весьма полезной. Так, осуществление операции накислороживания пульпы перед цинковой флотацией на Зырянской обогатительной фабрике позволило повысить скорость флотации и извлечение цинка в концентрат. На других фабриках оказывается полезным, наоборот, подогрев пульпы, приводящий к уменьшению концентрации кислорода в пульпе и возрастанию отрицательных значений  $Eh$ -потенциала.

### **Регулирование процессов диспергации и коагуляции шламов**

Во флотационных пульпах часто наблюдается коагуляция тонких шламов и их налипание на более крупные частицы. Налипание как гидрофильных, так и гидрофобных шламов приводит к депрессии флотации крупных частиц. Гидрофильные частицы предотвращают разрыв гидратной прослойки между частицей и пузырьком, а гидрофобные,

закрепляясь на пузырьке отрываются при подъеме пузырька от крупных частиц, оставляя их в пульпе.

Коагуляция тонких частиц в большинстве случаев является неселективной. При этом слипаются шламистые частицы различных минералов, приводя к образованию искусственных сrostков и нарушению селективной флотации тонких частиц.

Для предупреждения неселективной коагуляции и налипания тонких частиц на крупные применяют реагенты, получившие название диспергаторов. В качестве диспергаторов обычно применяются жидкое стекло, фосфаты, крахмал, сернистый натрий и некоторые другие реагенты.

К настоящему времени имеются примеры селективной коагуляции ошламованных минералов, когда слипаются только частицы одного и того же минерала. Такая коагуляция, достигаемая с помощью соответствующих, в большинстве случаев органических реагентов позволяет повысить извлечение тонких частиц в одноименные концентраты.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Депрессоры и механизм их действия при флотации?
2. Назначение и основные механизмы активирующего действия
3. Реагентов депрессоров?
4. Депрессирующее действие щелочных реагентов?
5. Назначение реагентов пенообразователей в процессе флотации?
6. Какие виды пенообразователи Вы знаете?
7. Действие реагентов пенообразователей?

## ЛЕКЦИЯ №9

### Тема: РЕАГЕНТЫ ПЕНООБРАЗОВАТЕЛИ

#### План учебного занятия:

1. Строение и физико-химические свойства пенообразователей.
2. Роль и механизм действия пенообразователей.
3. Пенообразователи, применяемые на практике.

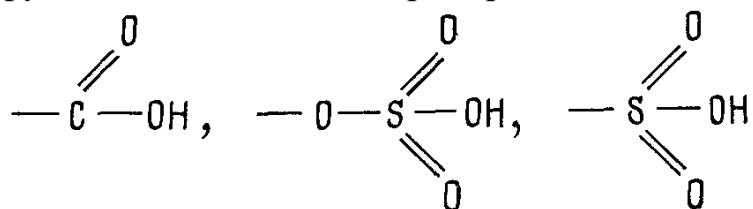
**Ключевые слова:** минерал, флотированность, реагенты, pH среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

Большая поверхность раздела газ — жидкость воздушных пузырьков, на которой происходит закрепление минеральных частиц, и необходимая прочность минерализованной пены на поверхности пульпы обеспечиваются при флотации с применением пенообразователей (вспенивателей).

#### Строение и физико-химические свойства пенообразователей

В качестве реагентов-пенообразователей наиболее широко применяются гетерополярные поверхностно-активные вещества, содержащие полярную (водактивную) и неполярную (воздушноактивную) части. Вещества такого типа способны адсорбироваться на границе раздела вода — воздух, ориентируясь полярной группой к воде, а неполярной к воздушной фазе.

Полярные группы пенообразователей могут быть не ионизирующиеся или слабоионизирующиеся, такие, как —ОН, =C=O, —СН=O; ионизирующиеся *анионные*, например



и ионизирующиеся *катионные* — NH<sub>2</sub>, =N.

Аполярная часть молекулы может быть представлена алкильным или арильным радикалом. Молекулы пенообразователей содержат обычно один углеводородный радикал и одну или небольшое число полярных групп.

Адсорбция пенообразователя сопровождается изменением поверхностной энергии границы раздела вода — воздух. Поверхностная активность пенообразователей  $a = \partial\sigma/\partial C$  зависит от характера полярной группы и строения углеводородного радикала.

Например, при одинаковом радикале карбоновые кислоты обладают большей поверхностной активностью, чем спирты. Однако для практических нужд лучше пользоваться спиртами с неионизирующимися полярными группами — ОН, чем карбоновыми кислотами, полярная группа которых

—СООН может ионизироваться с изменением рН, резко изменяя пенообразующую способность, а также взаимодействовать с поверхностью многих минералов, изменяя их флотируемость. Эти недостатки карбоновых кислот присущи и другим пенообразователям с ионизирующимися полярными анионными и катионными группами.

При увеличении длины углеводородной цепи на одну группу =СН<sub>2</sub> поверхностная активность пенообразователей увеличивается по правилу Траубе примерно в 3 раза. Причем лучшими пенообразующими свойствами обладают соединения с неразветвленной углеводородной цепью. Используемые на практике пенообразователи содержат, как правило, от 5 до 12 атомов углерода в цепи, а их растворимость составляет обычно 5—0,2 г/л. Гетерополярные вещества с меньшим числом атомов углерода в радикале не применяются из-за малой их поверхностной активности, а с большим числом атомов углерода в радикале — из-за чрезмерно малой их растворимости.

### **Роль и механизм действия пенообразователей**

Действие реагентов-пенообразователей при флотации обусловлено главным образом адсорбцией их на поверхности раздела жидкость — газ и в гораздо меньшей степени на границе раздела жидкость — твердое.

Адсорбция пенообразователей на границе раздела жидкость — газ позволяет изменять коалесцентную способность воздушных пузырьков и степень их дисперсности в пульпе, скорость подъема пузырьков, структурно-механические свойства оболочек воздушных пузырьков и прочность пены. Адсорбция на границе раздела жидкость — твердое оказывает иногда нежелательное влияние на прочность закрепления частиц на пузырьках, а также на свойства и характер трехфазных флотационных пен.

*Уменьшение коалесцентной способности и средней крупности пузырьков.* Интенсивность процесса флотации определяется площадью поверхности раздела жидкость — газ, которая при одном и том же количестве воздуха увеличивается с увеличением дисперсности воздушных пузырьков. Однако этот процесс сопровождается резким увеличением свободной поверхностной энергии и поэтому аэрированная пульпа является неустойчивой в термодинамическом отношении. При столкновении пузырьки коалесцируют, т. е. сливаются в более крупные, общая площадь поверхности их и свободная энергия системы

уменьшаются. По этой причине чистые жидкости не могут образовывать устойчивую пену.

В присутствии пенообразователя процесс коалесценции резко замедляется, так как в результате адсорбции на поверхности раздела жидкость — газ пенообразователь образует ориентированный слой молекул, полярные концы которых гидратируются диполями воды. Этот гидратированный слой приводит к повышению механической стойкости оболочек пузырьков и препятствует их слиянию при столкновении друг с другом, что позволяет сохранить в пульпе более мелкие пузырьки.

Характерная зависимость средней крупности пузырьков воздуха от концентрации пенообразователя в пульпе изображена на рис. 1.26.

*Уменьшение скорости подъема пузырьков.* В отсутствие пенообразователя в пульпе пузырьки не имеют на своей поверхности структурно устойчивой гидратной оболочки, поэтому при всплывании в пульпе они легко деформируются и принимают форму, выгодную в гидродинамическом отношении. В результате этого скорость их подъема возрастает. Иначе обстоит дело с пузырьками воздуха, заключенными в довольно «жесткую» гидратную оболочку и имеющими вследствие этого форму, близкую к сферической. При подъеме такие пузырьки меньше деформируются, у них меньше возможностей принять выгодную в гидродинамическом отношении форму, поэтому скорость их подъема гораздо меньше скорости подъема пузырьков такого же размера в чистой воде. Скорость подъема пузырьков в присутствии пенообразователя близка к теоретической скорости подъема сферического пузырька.

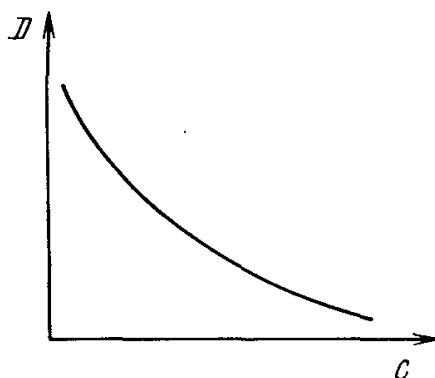


Рис. 1.26 Влияние концентрации  $C$  пенообразователя на средний размер  $D$  пузырьков в пульпе

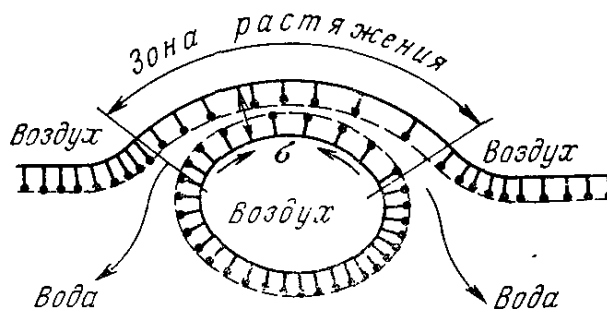


Рис. 1.27. Стабилизация пузырька молекулами пенообразователя

Снижение скорости подъема пузырьков под действием пенообразователей приводит к увеличению содержания воздуха в пульпе и тем самым увеличивает вероятность их столкновения с минеральными частицами. Повышение прочности пены. Пенной называется концентрированная эмульсия газа в жидкости. Если она не содержит твердых частичек, то ее называют двухфазной, если содержит— трехфазной. В обоих случаях пенообразователь увеличивает прочность пены.

Причина этого заключается в следующем:

- довольно прочная ассоциация молекул воды около полярных групп пенообразователя препятствует стеканию воды из прослоя  $h$  при выходе пузырьков в пенный слой. Чем больше гидратированы полярные группы пенообразователя, тем медленнее стекает вода с поверхности пузырька между адсорбционными слоями пенообразователя и тем прочнее и устойчивее пена;

- ассоциация молекул воды полярными группами пенообразователя затрудняет испарение жидкости из тонкой прослойки между пузырьком и атмосферой, тем самым затрудняя дальнейшее ее утоньшение и разрушение пузырька;

- адсорбционный слой пенообразователя увеличивает эластичность пузырька и его сопротивляемость разрушению при случайных механических воздействиях.

Последнее обусловлено тем, что при внезапном растяжении пузырька концентрация молекул пенообразователя в зоне растяжения уменьшается и вызывает увеличение поверхностного натяжения и тем самым появление сил, препятствующих дальнейшему растяжению поверхности в данном месте. «Прочность» пузырька автоматически возрастает как раз в том месте, где возникает опасность разрыва пленки и разрушения пузырька.

Степень эластичности пузырька зависит от характера и концентрации пенообразователя в пульпе.

### **Стабилизация и гашение пены флотирующимися частицами**

Разрушение слоя флотационной пены, представляющей собой трехфазную систему, состоящую из пузырьков воздуха, водных прослоек и твердых частиц, происходит в результате коалесценции пузырьков в пенном слое и разрушения их на поверхности. Флотирующиеся частицы в зависимости от степени их гидрофобности могут как ускорять, так и затруднять эти процессы.

Например, если краевой угол  $\theta$  на поверхности флотирующейся частицы меньше  $90^\circ$ , то должна иметь место «мокрая» флотация, при которой флотационные силы выталкивают частицу из газообразной фазы в жидкую. Если такая частица оказывается между двух пузырьков воздуха, то она выталкивается из обоих пузырьков и затрудняет их сближение и коалесценцию (рис. 1.28). Если такие частицы оказываются на поверхности пены, то вода как бы «всасывается» между зернами, чтобы обеспечить им «мокрую» флотацию, тем самым предотвращая утоньшение водной оболочки пузырьков и их разрушение.

Если краевой угол  $\theta$  на поверхности флотирующейся частицы больше  $90^\circ$ , то должна происходить «сухая» флотация. В этом случае флотационные силы, действующие на частицу, находящуюся между двух пузырьков воздуха, «втягивают» частицу в каждый из пузырьков, приводя к их коалесценции. В свою очередь, наличие таких частичек на поверхности пены способствует утоньшению водной оболочки пузырька, чтобы обеспечить «сухую» флотацию частиц на его поверхности, и вызывает разрушение (гашение) пены.

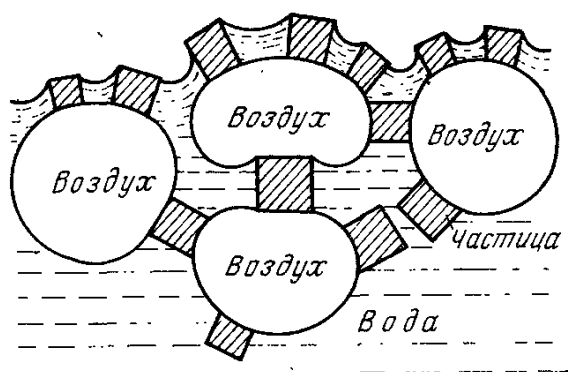


Рис. 1.28. Стабилизирующее действие частиц на пену

Практика флотации обычно имеет дело с минералами, краевой угол на поверхности которых меньше  $90^\circ$ , поэтому флотирующиеся частицы стабилизируют пену. Особенно стабильны пены, содержащие большое количество сравнительно гидрофильных, но еще флотирующихся тонких частиц (шламов), что приводит иногда к так называемой «плавучке». Однако при флотации минералов, обладающих естественной флотируемостью, краевой угол которых больше  $90^\circ$ , наблюдается гашение пены. Вызвать гашение пены могут также тонкие

частицы сильногидрофобных продуктов взаимодействия, например анионных собирателей с катионами растворимых солей пульпы, а также капельки аполярных масел (например, керосина), подаваемых в качестве реагентов или попадающих в руду в процессе горных работ. Преодолеть гасящее действие гидрофобных осадков и капель аполярных масел удастся дополнительной подачей пенообразователя, молекулы которого при этом ассоциируют аполярными радикалами с аполярным веществом осадка или капли, а полярные группы, направленные наружу, вызывают гидратацию их поверхности.

Следует отметить, что флотирующиеся частицы механически затрудняют сток воды между пузырьками и тем самым способствуют стабилизации пены при всех значениях краевого угла.

### **Вторичная концентрация минералов в пене**

Турбулентные потоки пульпы и всплывающие пузырьки выносят в нижнюю часть пены не только частицы флотируемого минерала, но и частицы пустой породы или депрессируемого минерала. В результате разрушения и коалесценции пузырьков наблюдается вторичная концентрация минералов в пене. Обогащение верхних и обеднение нижних слоев пены происходит вследствие вымывания частиц породы или депрессируемого минерала стекающей между пузырьками водой. Стеkanie воды приводит к сужению каналов и толщины водных прослоек, что

вызывает, особенно при наличии прочно закрепившихся на пузырьках зерен флотируемого минерала, торможение частиц породы и образование из них пробок. Для очистки пены от частиц породы в таких случаях применяют орошение водой. Это позволяет увеличить толщину прослоек между пузырьками в пене и за счет уменьшения несущей способности пены на всех ее уровнях облегчить вымывание особенно крупных частиц

породы или депрессируемого минерала обратно в пульпу. В ряде случаев применение орошения позволяет значительно повысить качество концентрата или заменить одну (иногда две) перечистную операцию флотации.

### **Пенообразователи, применяемые на практике**

Из большого числа соединений, предложенных в качестве пенообразователей, наибольшее распространение получили гетерополярные соединения с неионизирующейся полярной группой, сосновое масло и синтетические реагенты, ОПСБ, Т-66, МИБК, циклогексанол, Э-1, ТЭБ, Д-3 и др.

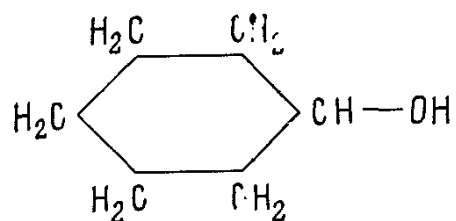
*Сосновое масло* состоит в основном из терпеновых спиртов и углеводов (терпенов). Наиболее активной частью его является терпинеол  $C_{10}H_{17}OH$ , содержание которого для сортов А, Б и В составляет



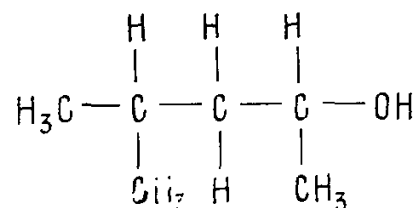
соответственно 60, 50 и 40 %, в масле ИМ— не менее 60 %, в масле Вахтан — не менее 44 %.

Сосновое масло, обладающее слабыми избирательными способностями, ранее широко применялось при флотации всех типов минерального сырья. Расход его составляет 10—100 г/т. В настоящее время область применения соснового масла значительно сужена синтетическими реагентами.

Из синтетических реагентов хорошо зарекомендовал себя особенно при селективной флотации сульфидов свинца *циклогексанол*, имеющий структурную формулу



Нашел широкое применение при селективной флотации полиметаллических и других руд метилизобутилкарбинол (МИБК)— вторичный гексиловый спирт, имеющий структурную формулу. Расход МИБК составляет 10—50 г/т.



**Пенообразователь Т-66**, представляющий собой смесь различных веществ — преимущественно одноатомных спиртов пиранового и диоксанового ряда, а также некоторых гликолей, является одним из основных пенообразователей. Причины этого — довольно постоянный состав, несмотря на сложность и многообразие компонентов Т-66, малая токсичность, хороший технологический эффект на различных типах руд при сравнительно небольших расходах реагента. В ближайшее время предстоит замена его реагентом-аналогом Т-80 и пенообразователем ЛВ, получаемым из того же исходного сырья.

**Масло X** представляет собой смесь циклических спиртов (циклогексанола и дициклогексанола), эфиров карбоновых и дикарбоновых кислот, углеводородов. Этот нерастворимый в воде продукт широко используется при флотации углей при расходе 100—300 г/т. Достоинством его является устойчивость к пеногасящему действию аполярного собирателя (углеводородных масел).

**Реагент ДС-РАС** представляет собой смесь алкиларил-сульфонатов с 5—11 атомами углерода в радикале, т.е. является анионпоактивным пенообразователем. Он хорошо растворим в воде, обладает сильным пенообразующим и заметным собирательным свойствами. В связи с этим он нашел применение при флотации барит- и свинецсодержащих руд, а также при жирнокислотной флотации доломита из фосфатных руд в кислой среде.

**Реагенты ОП-4, ОП-7, ОП-10** являются оксиэтилированными алкилфенолами и по строению аналогичны реагенту Э-1. По своему назначению реагенты ОП являются эмульгаторами пенообразователей и собирателей. Их добавка (20—40 г/т) уменьшает расход собирателя, понижает устойчивость пены до необходимого предела, улучшает диспергацию шламовых флокул, что повышает качество концентрата и производительность фильтров.

**Контрольные вопросы:**

1. Назначение реагентов пенообразователей в процессе флотации?
2. Какие виды пенообразователи Вы знаете?
3. Действие реагентов пенообразователей?

## ЛЕКЦИЯ №10

### Тема: КЛАССИФИКАЦИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН.

#### План учебного занятия:

1. Классификация флотационных машин.
2. Требования, предъявляемые к современным флотационным машинам.

**Ключевые слова:** минерал, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

#### Классификация флотационных машин

Флотационные машины различаются по конструктивным признакам, способу аэрации и технологическому назначению. В большинстве случаев их классификации за определяющий признак принимают способ аэрации.

По этому признаку флотационные машины могут быть разделены на следующие группы:

- механические, в которых аэрация пульпы осуществляется засасыванием воздуха из атмосферы мешалками различных конструкций;
- пневмомеханические, обеспечивающие аэрацию пульпы сжатым воздухом, подаваемым в машину от вентиляторов, воздуходувок или компрессоров, диспергирование которого осуществляется мешалками или виброустройствами различной конструкции;
- пневмогидравлические с самоаэрацией или принудительной подачей сжатого воздуха, в которых для диспергирования применяются различные гидравлические устройства;
- пневматические с аэрацией пульпы сжатым воздухом, подаваемым через патрубки или пористые перегородки;
- электрофлотационные с аэрацией жидкости пузырьками, выделяющимися при электролизе;
- флотационные машины с изменяемым давлением, аэрация в которых обеспечивается выделением растворенных газов из пульпы при снижении давления над ней;
- комбинированные, в которых пульпа аэрируется несколькими способами.

Аэрирующие устройства устанавливаются в емкостях корытного, колонного и камерного типов. Флотационные машины корытного типа представляют собой ванну, вытянутую в длину. Исходная пульпа поступает с одного конца ее и выходит с другого в виде хвостов. Пену удаляют в желоба по всей длине ванны через боковые борта (обычно самотечным способом). Уровень пульпы регулируют скоростью разгрузки хвостов.

Флотационные машины колонного типа представляют собой вертикальные устройства круглого, прямоугольного или эллипсоидного сечения. Концентрат удаляется с верхней, а хвосты — с нижней частей колонны; исходное питание поступает обычно в среднюю часть.

Флотационные машины камерного типа состоят из отдельных камер, в каждой из которых устанавливается один или несколько аэраторов. В зависимости от способа продвижения пульпы из предыдущей камеры в последующую машины подразделяются на камерные, прямоточные камерные или камерно-прямоточные.

В камерных машинах уровень пульпы регулируется в каждой камере. Пульпа из одной камеры в другую попадает через специальный разгрузочный карман. Образующийся в полости работающего импеллера небольшой вакуум обеспечивает возможность подсоса в аэратор промпродуктов флотации.

Благодаря этому в одной машине можно осуществить несколько технологических операций. Недостатками камерных машин являются: более сложный надзор из-за необходимости регулирования уровня пульпы в каждой камере; ограничение производительности машины по потоку производительностью импеллера; непостоянство аэрации при колебаниях потока пульпы. В прямоточных камерных машинах, в которых пульпа течет по длине машины самотеком, уровень пульпы регулируется только в последней камере, а одинаковый дебит проходящей через аэратор пульпы обеспечивает постоянство ее аэрации. Это исключает „недостатки, присущие камерным машинам. Для прохода пульпы в межкамерных перегородках по ширине всей камеры имеются большие отверстия, нижний уровень которых находится на уровне надымпеллерного диска, а верхний — на 300—400 мм ниже уровня пульпы. Недостатком прямоточных машин является понижение уровня пульпы вдоль машины, из-за чего в каждой камере устанавливается своя высота пенного порога и своя высота лопастей пеносъемника.

Камерно-прямоточные машины собираются из секций, состоящих из нескольких камер. Первая камера называется всасывающей. Пульпа в нее подается непосредственно на импеллер, а остальные камеры работают как прямоточные.

Уровень пульпы регулируется в последней камере каждой секции.

Кроме того, существуют так называемые монокамерные флотационные машины, состоящие из одной камеры. Эти машины обычно устанавливают на сливе мельницы, между ней и классифицирующим устройством, или перед основным фронтом флотации.

Камерными обычно бывают машины механического и пневмомеханического типа, корытными — машины всех других типов, колонными — машины пневматического типа.

## **Требования, предъявляемые к современным флотационным машинам**

Практика промышленного применения флотационных машин для обогащения различных полезных ископаемых и в других областях техники, исследование процессов, происходящих во флотационных машинах при пенной флотации и изучение гидроаэродинамики машин позволяют сформулировать следующие основные требования к современным конструкциям флотационных машин.

1. Равномерная по всему объему аэрация пульпы при высокой степени диспергирования воздуха и оптимальном соотношении тонкодисперсных и более крупных (несущих) пузырьков.

2. Все твердые частицы в пульпе должны находиться во взвешенном состоянии и в условиях тесного контакта с пузырьками воздуха. Максимальная частота столкновения частиц с пузырьками должна протекать при минимальных относительных скоростях их движения, но при достаточном для полной минерализации пузырьков пути их движения в пульпе.

3. Всплывание минерализованных пузырьков должно проходить в относительно спокойной (безвихревой) среде или в восходящем потоке пульпы (что улучшает флотацию крупных частиц и агрегатов).

4. Должно обеспечиваться оптимальное соотношение между объемом флотационной пены и скоростью ее удаления. Если эта скорость чрезмерно велика, то не обеспечивается возможность возврата частиц пустой породы, механически захваченных пузырьками, из пены в пульпу и качество концентрата ухудшается. Если же скорость удаления пены недостаточна, то из-за деминерализации пены снижается извлечение.

5. Непрерывность флотации, т. е. непрерывная подача питания и непрерывная разгрузка сфлотированных и несфлотированных частиц.

6. Возможность регулирования высоты уровня пульпы и пены, внутрикамерной циркуляции и аэрации пульпы.

Кроме этих требований, к флотационной машине, как и ко всякой другой, предъявляются общетехнические требования: надежность в работе, высокая износоустойчивость деталей, малая энергоемкость, дешевизна, простота конструкции и т. д.

Работу флотационных машин характеризуют технологические и технико-экономические показатели: извлечение и содержание полезных компонентов в концентратах и хвостах, продолжительность и стоимость флотации, производительность, удобство ремонта, занимаемая площадь на единицу производительности и т. д.

### **Контрольные вопросы:**

- 1) Конструкция механических флотационных машин?
- 2) Принцип работы механических флотационных машин?
- 3) Какие существуют типы механических флотационных машин?

## ЛЕКЦИЯ №11

### Тема: МЕХАНИЧЕСКИЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ.

#### План учебного занятия:

1. Конструкция механических флотационных машин.
2. Принцип работы механических флотационных машин.

**Ключевые слова:** минерал, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

Во всех аэрационных узлах флотационных машин засасывание воздуха из атмосферы и образование пульповоздушной смеси, выбрасываемой под действием центробежных сил в камеру, обусловлено образованием небольшого вакуума в полости вращающегося импеллера. В качестве импеллеров используются мешалки различных конструкций (дисковые с радиально расположенными лопатками, стержневые типа беличьего колеса с осевыми насосами внутри них и др.)- При этом аэрация пульпы определяется окружной скоростью импеллера и конструктивными особенностями аэрирующих узлов и камер механических флотационных машин.

Наибольшее распространение получили механические флотационные машины конструкции Механобра ФМ с вместимостью камер от 0,14 до 6,3 м<sup>3</sup>. Стандартная машина ФМ собирается из двухкамерных секций: первая камера является всасывающей, вторая прямоточной. В случае необходимости машина может собираться из одних всасывающих камер или из звеньев, состоящих из одной всасывающей и нескольких прямоточных камер.

В каждой камере устанавливается блок аэраторов, который полностью монтируется на заводе и является самостоятельным конструктивным узлом. Блок аэратора (см. рис. 1.30) состоит из вертикального вала 10 с насаженным на нем импеллером.

Импеллер представляет собой диск 19 с шестью радиальными лопатками 17. Вал вращается внутри трубы 2, верхний конец которой закрыт наглухо. В нижней части труба расширяется и к ней крепится надымпеллерный диск 9 с лопатками статора 16, расположенными под углом 60° к радиусу. Направляющие лопатки статора способствуют превращению тангенциальной составляющей динамического напора пульпы в статический, увеличивая тем самым аэрацию. Радиальный зазор между лопатками импеллера и статора не должен превышать 5—8 мм.

Исходная пульпа из приемного кармана / поступает в аэратор по трубе 20, а воздух — по трубе 3. Для внутрикамерной циркуляции надымпеллерный диск имеет круглые отверстия, расположенные по окружности над лопатками 17 импеллера.

Кроме того, для регулирования внутрикамерной циркуляции в нижней части трубы 2 имеется отверстие 18, которое прикрывается заслонкой 14. Тягой 5 она устанавливается в таком положении, чтобы был обеспечен оптимальный поток пульпы на импеллер, необходимый для достижения максимальной аэрации.

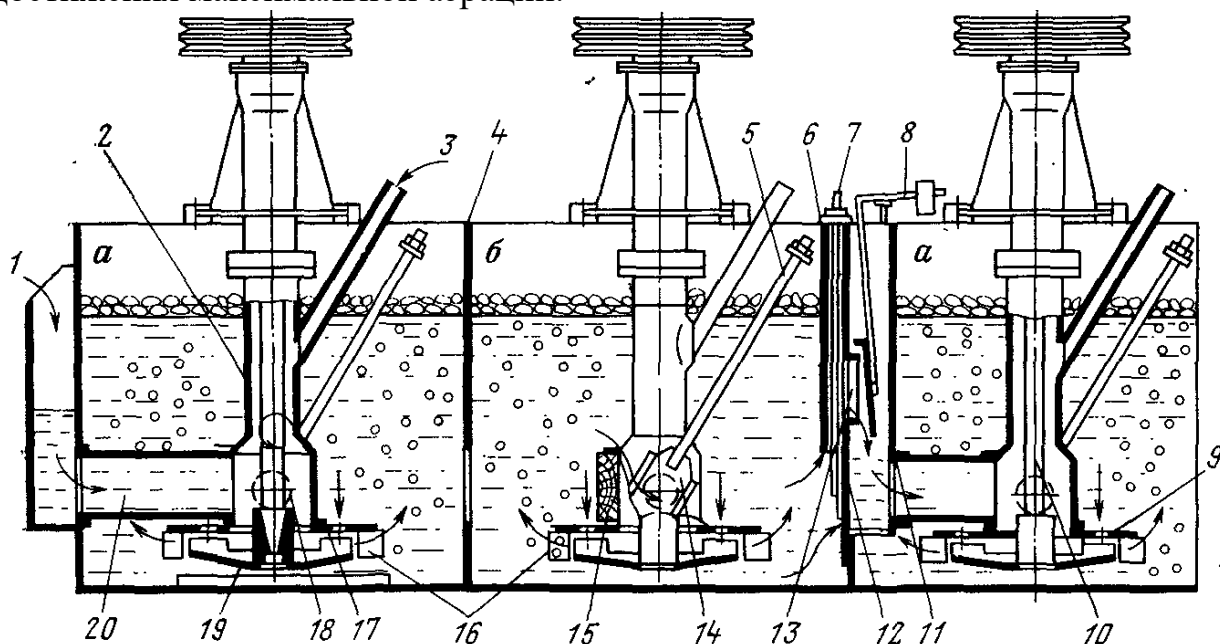


Рис. 1.30 Флотационная машина конструкции Механобра с всасывающими(а) и прямоточной F) камерами

Для всасывания промпродуктов в каждой камере может быть установлен патрубок, идущий от центральной трубы к передней стенке камеры. В тех камерах, куда промпродукт не поступает, патрубок не устанавливается, а отверстие в расширенной части вертикальной трубы закрывается пробкой 15. Пенный продукт удаляется в сборный желоб.

Всасывающая и прямоточная камеры разделены перегородкой 4. В каждой второй камере секции или в последней камере прямоточной машины имеется устройство для регулирования уровня пульпы и удаления камерного продукта (хвостов). Основная часть пульпы переливается через отверстие 13 в боковой стенке 12 камеры и поступает в приемный карман следующей камеры. Чтобы вместе с камерным продуктом не уходила пена, разгрузочное отверстие экранировано перегородкой 6.

Для регулирования высоты слоя пены в камере (секции) или, что то же, уровня пульпы разгрузочное отверстие со стороны межкамерного кармана прикрито заслонкой 11, положение которой регулируется устройством 8. Для разгрузки крупных частиц (песков), находящихся в нижнем слое пульпы, внизу межкамерной перегородки 12 имеется небольшое отверстие, которое может перекрываться шибером при опускании его тягой 7.

Для создания спокойной зоны пенообразования предусмотрен успокоитель, состоящий из радикальных Г-образных пластин, расположенных вокруг статора и прикрепленных ко дну камеры. Для

устранения застывания пены в задней части камеры и ускорения пеносьема задняя стенка выполнена изогнутой в сторону пенного порога, лопасти пеносьемщика имеют шарнирную подвеску.

К недостаткам машин ФМ относятся большой износ лопаток статора и сильные восходящие потоки пульпы, вызывающие бурление и нарушение процесса пенообразования, что имеет особенно большое значение при флотации руд с низким содержанием полезного компонента. Однако машины отличаются большой производительностью по потоку пульпы и засасываемому воздуху; по конструктивным параметрам они находятся на уровне лучших зарубежных образцов.

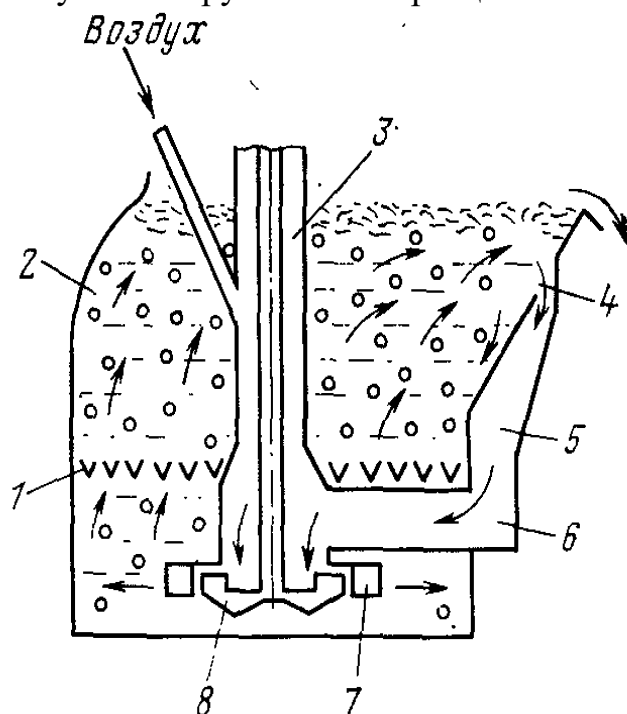


Рис. 1.31. Флотационная машина- с кипящим слоем ФМ6, ЗКС

Флотационная машина с кипящим слоем ФМ6, ЗКС отличается по конструкции (рис. 1.31) от флотационных машин ФМ, во-первых, тем, что внутри камеры на высоте 500—550 мм от дна камеры 2 устанавливается решетка / из уголков, живое сечение щелей которой составляет 18—20 % всей ее площади. Во-вторых, на передней стенке камеры с внешней или внутренней стороны устанавливается сходящийся желоб 5 постоянного сечения, соединяемый трубой 6 с колпаком надымпеллерной трубы 3. Желоб служит для отбора через щель 4 циркуляционного потока на импеллер из верхней зоны камеры.



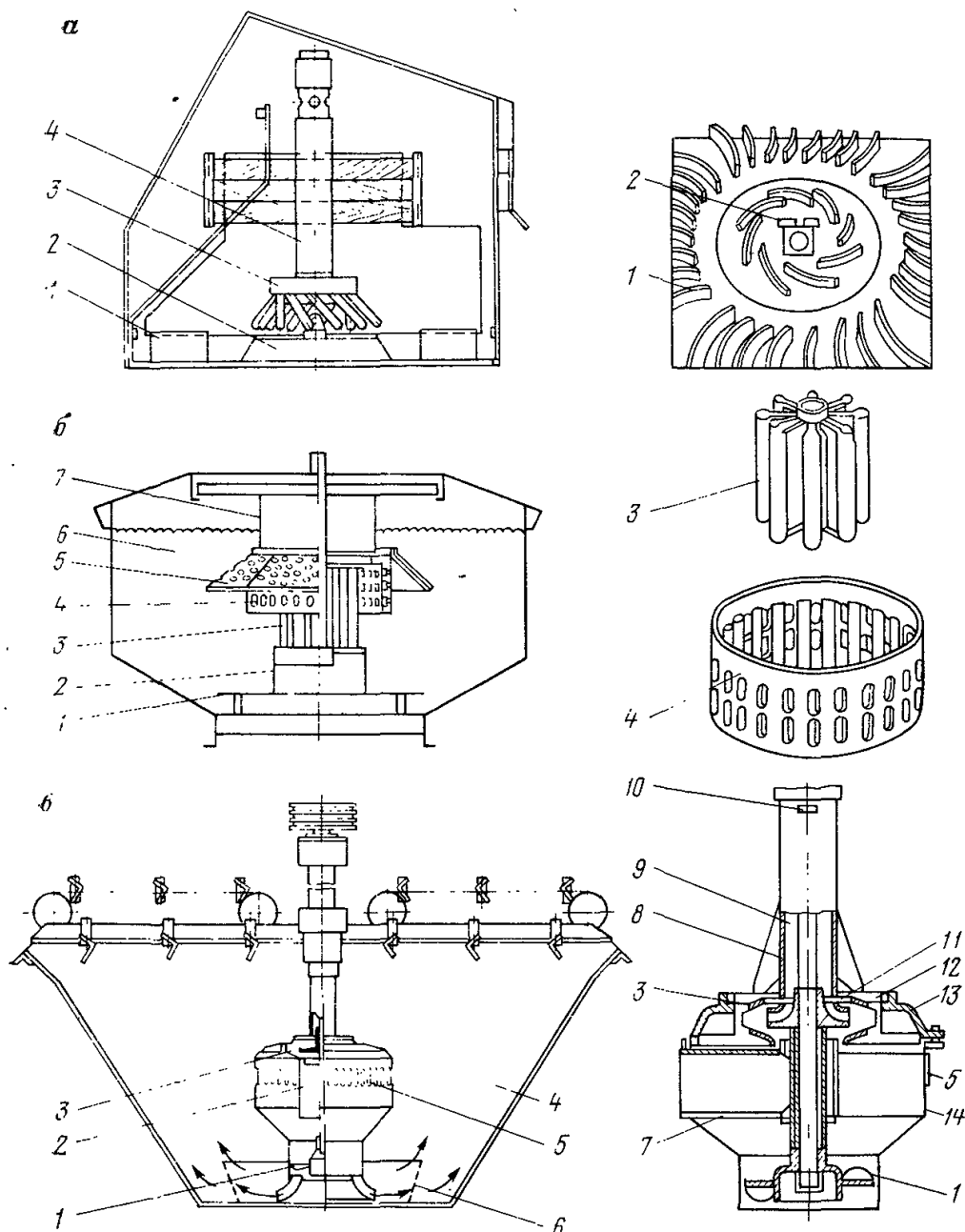


Рис. 1.32 Аэрационные узлы флотационных машин «Вормен» (а), «Фагер-gren» (б), МФУ (в)

Прямоточная флотационная машина «Фагергрен» (США) имеет аэратор (типа 1 + 1), выполненный из цельнолитых (из износостойкой резины или синтетических материалов) ротора 3 и статора 4.

Статор представляет собой цилиндр с отверстиями овальной формы, на внутренней поверхности которого между отверстиями проходят вертикальные ребра, имеющие форму полуцилиндра. Статор крепится к воздушной трубе 7, внутри которой проходит вертикальный вал с ротором 3 на нижнем конце. Ротор представляет собой в сечении форму звезды с 8 или 10 радиальными лопастями («лучами»), которые на периферии имеют трапецевидное или цилиндрическое утолщение. Статор короче

ротора, благодаря чему аэратор обеспечивает хорошее взвешивание минеральных частиц в камере.

При вращении ротора пульпа, засасываемая снизу, и воздух, засасываемый сверху через трубу 7, смешиваются и выбрасываются в зону интенсивных ударов между статором и ротором. В этой зоне воздух тонко диспергируется и выводится в горизонтальном направлении потоками пульпы в окружающее статор пространство. Пузырьки воздуха поднимаются на поверхность в пенный слой, а деаэрированная пульпа возвращается по боковым стенкам обратно, в зону ротора.

Для создания на поверхности пульпы спокойной зоны пенообразования на трубе 7 установлен конический перфорированный колпак 5. Для усиления циркуляции пульпы в камере 6 установлено перфорированное ложное днище с циркуляционной трубой 2, через которые пульпа засасывается ротором вверх.

Горизонтальная направленность потоков пульпы, выбрасываемых ротором, и высокая их аэрированность позволяют вести процесс флотации в машинах при низком уровне пульпы в камере, имеющей большую ширину, что обуславливает низкий удельный расход электроэнергии (не более 2 кВт\*ч/т руды).

Пена из камер удаляется с двух сторон самотеком.

Флотационные машины «Фагергрэн» (или «Вемко-Фагер-грэн») выпускаются с вместимостью камер до 28,3 м<sup>3</sup> и являются одной из наиболее распространенных конструкций машин, применяемых для флотации руд и углей.

**Контрольные вопросы:**

- 1) Конструкция механических флотационных машин?
- 2) Принцип работы механических флотационных машин?
- 3) Какие существуют типы механических флотационных машин?

## ЛЕКЦИЯ №12

### Тема: ПНЕВМОМЕХАНИЧЕСКИЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ.

#### План учебного занятия:

1. Конструкция пневмомеханических флотационных машин.
2. Принцип работы пневмомеханических флотационных машин.

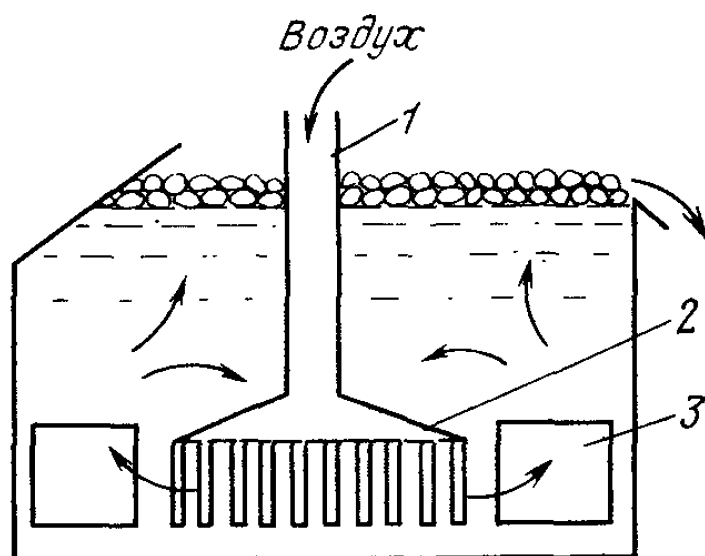
**Ключевые слова:** минерал, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

Особое значение, которое приобрели пневмомеханические машины в последние годы, обусловлено возможностью создания камер большой вместимости вследствие разъединения в них операций подачи воздуха и диспергирования его с одновременным перемешиванием пульпы мешалками различных конструкций.

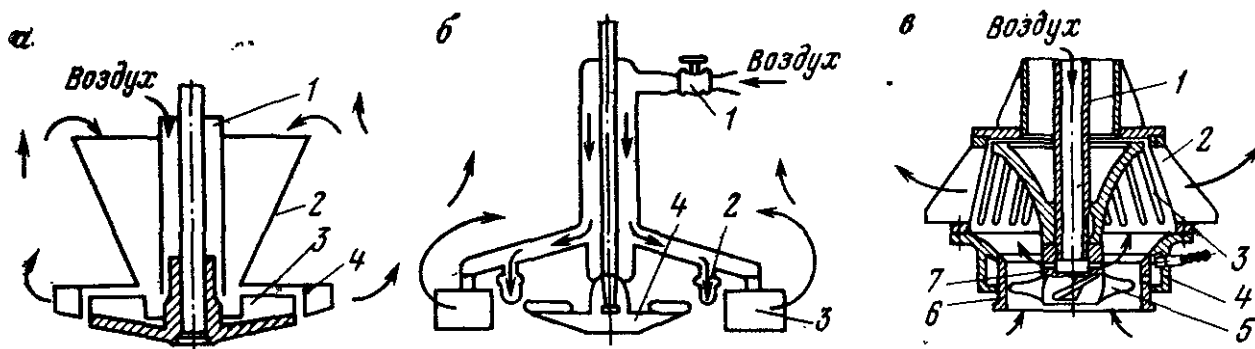
Из пневмомеханических машин с пальцевым аэратором наибольшее распространение получили флотационная машина ФПМ с вместимостью камеры до  $6,3 \text{ м}^3$ , а в зарубежной практике машины «Аджитейр» с вместимостью камер до  $22,6 \text{ м}^3$ . Машины являются прямоточными и имеют принципиально одинаковый аэрирующий узел (рис. 1.30). На полый вал / насажен конический (у машин ФПМ) или плоский (у машин «Аджитейр») импеллер 2, по окружности которого на расстоянии 20—30 мм друг от друга вертикально расположены стержни (пальцы) небольшой длины. Импеллер окружен статорной решеткой с радиальными лопастями радиальными лопастями.

Сжатый воздух по воздухопроводу через полый вал подается под крышку импеллера от воздуходувки низкого давления ( $1 \cdot 10^5$ — $1,5 \cdot 10^5$  Па).

Эффективная диспергация воздуха и аэрация пульпы осуществляются при прохождении их между стержнями вращающегося импеллера и при ударе о радиальные лопасти статорной решетки, обеспечивающей также гашение турбулентных потоков, выбрасываемых импеллером, вращающимся с окружной скоростью 6—8,5 м/с.



Флотационная машина успокоитесь пальцевым аэратором



Аэраторы флотационных машин «Денвер ДР» (а), «БФР» (б) и ФПМУ6.3 (в)

Достоинствами машины по сравнению с механическими являются возможность регулирования аэрации в каждой камере, меньшие энергоёмкость, стоимость ремонта и время флотации (на 20—30%) в основных операциях; недостатками — невозможность флотации крупнозернистого материала, необходимость полной выработки камер при замене блок-аэратора.

Прямоточные машины ФПМ12,5 с вместимостью камеры 12,5 м<sup>3</sup>, ФПМ25 с вместимостью камеры 25 м<sup>3</sup> и «Денвер ДР» с вместимостью камеры до 36,1 м<sup>3</sup> имеют принципиально одинаковый центробежный аэратор. Нижняя часть воздушной трубы 1, в которой вращается вал импеллера 3, помещена внутрь открытого конуса 2, к нижней части которого присоединяется статор

Труба и конус соединены между собой вертикальными ребрами. Такая конструкция обеспечивает создание кольцевого пространства между трубой и цилиндром.

При работе машины пульпа засасывается через кольцевое пространство между трубой и цилиндром, а воздух нагнетается по трубе. Пульповоздушная смесь, насыщенная хорошо диспергированными пузырьками воздуха, выбрасывается через статор по всей поверхности днища камеры, преобразуясь затем в равномерные потоки, направленные вверх и способствующие подъему пузырьков к поверхности.

Применение машин ФПМ12,5, ФПМ25 и «Денвер ДР» позволяет несколько повысить крупность флотируемых частиц, так как при больших объемах пульпы, циркулирующей через импеллер, увеличивается скорость восходящих потоков, обеспечивающих эффективное взвешивание минеральных частиц.

Машины ФПМ12,5 и «Денвер ДР» широко применяются на обогатительных фабриках, перерабатывающих калийные соли, фосфатные, медные, цинковые, молибденовые и другие руды, а также при флотации углей и других полезных ископаемых.

Основной конструктивной особенностью прямоточной флотационной пневмомеханической машины БФР (Швеция) с вместимостью камеры до 8 м<sup>3</sup> является подача воздуха в зону перемешивания в виде струй тонкодисперсных пузырьков.

Аэрационный узел этой машины состоит из импеллера 4, резинового кольца 2, сопел и диспергатора 3. Импеллер представляет собой плоский диск с радиальными лопатками с обеих сторон. Кольцо из специальной мягкой резины имеет форму тора и устанавливается по периферии надымпеллерного диска. В нижней части кольца имеются или несколько рядов прорезей длиной 2—5 мм, или большое число мелких отверстий. Диспергатор, представляющий собой кольцо с радиальными лопатками овальной формы, служит для дополнительной диспергации воздуха и равномерного распределения его и пульпы по камере. Воздух подается от компрессора или воздуходувки и расход его регулируется вентилем.

Получение тонкодиспергированного воздуха положительно сказывается на эффективности флотации. Широкому распространению машины препятствуют сложность конструкции аэратора, относительно малый объем поступающего в камеры воздуха, довольно высокие энерго- и металлоемкость. Прямоточная флотационная машина ФПМУ6,3 с вместимостью камеры 6,3 м<sup>3</sup> имеет комбинированный блок-аэратор (рис. 1.35, в). Воздух поступает через полый вал в ступицу осевого импеллера 5; заключенного в трубу 6.

Радиальные отверстия 7 полого вала служат для равномерного распределения воздуха в полости конического пальцевого импеллера 3. Кроме того, воздух может быть подан через патрубок фурмы 4 непосредственно на лопатки осевого импеллера.

Вокруг пальцевого импеллера установлен статор 2 с укороченными лопатками, улучшающими диспергирование воздуха и способствующими снижению турбулентности пульпы в камере.

Сочетание в блоке-аэраторе центробежного пальцевого и осевого импеллеров позволило добиться эффективного диспергирования больших объемов воздуха (до 300 м<sup>3</sup>/ч) и удовлетворительного распределения его по всему сечению камеры.

В прямоточной флотационной машине ФПМ с коническим аэратором с вместимостью камеры до 6,3 м<sup>3</sup> аэратор представляет собой полый усеченный конус 4У закрытый сверху диском 2 и установленный на полом вала 3 вершиной вниз. На внешней поверхности конуса имеются стержневые рифли 1.

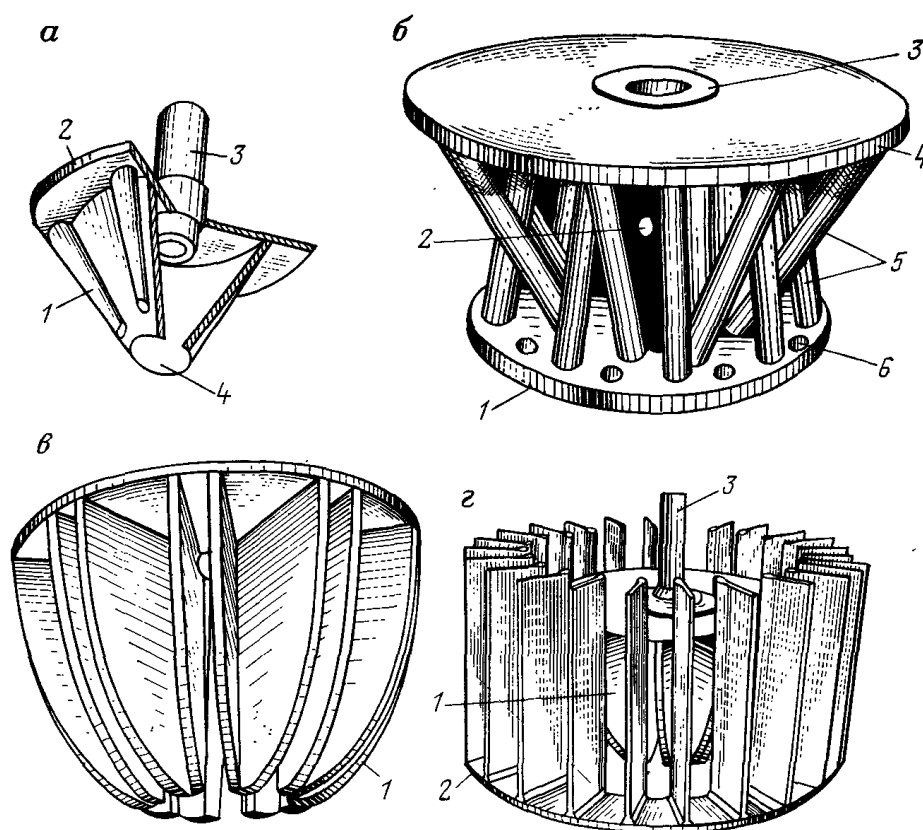


Рис. 1.35 Аэраторы флотационных машин ФПМ с коническим аэратором (а), «Минимет» (б), ОКІ6 и ОК38 (в, г)

Воздух подается внутрь полого конуса, выходит через отверстие в его нижней части и за счет собственной подъемной силы устремляется вверх по внешней расширяющейся поверхности, попадая в пристенный слой, в котором он движется вместе с потоками перекачиваемой жидкости. При этом благодаря расширению конуса слой воздуха утоньшается и на него с возрастающей интенсивностью воздействуют неровности поверхности, за которыми образуются каверны, при замыкании которых происходит эффективное диспергирование воздуха, Пульповоздушные

потоки в верхней части тела вращения по периметру основания выбрасываются в окружающую среду.

Аэратор отличается простотой конструкции, низкой энергоемкостью и высокой удельной производительностью. Машина с коническими аэраторами применяются в основном при флотации горнохимического сырья.

В прямоточной флотационной машине «Минемет» (Франция) с вместимостью камеры до 12,2 м<sup>3</sup>, широко применяемой на обогатительных фабриках Франции, импеллер выполнен в виде корзины, стержни 5 которой расположены на поверхности двух противоположно направленных конусов, находящихся на одной оси. Угол конусности составляет 15—25°.

Верхний диск 4 импеллера сплошной, а в нижнем имеются циркуляционные отверстия 6. Импеллер устанавливается на полом вала 3, в нижней части которого имеются отверстия 2 для подачи воздуха внутрь импеллера. Импеллер флотационной машины, как правило, работает без статора, достаточно равномерно распределяет воздух и перемешивает его с пульпой. Съем пены односторонний и осуществляется самотеком.

Аэратор прямоточных флотационных машин ОК16 и ОК38 (Финляндия) с вместимостью камеры 16 и 38 м<sup>3</sup> состоит из лопастного ротора 1 и радиального статора 2. Ротор 1 представляет собой диск, к которому снизу по кругу крепятся 10 элементов. Каждый элемент состоит из двух радиальных лопастей сложного профиля и имеет V-образную форму. Лопастей соседних элементов параллельны и между ними имеются щели, из которых воздух, подаваемый через полый вал 3, выходит в камеру.

При вращении ротора пульпа со дна камеры засасывается вверх в полость между радиальными лопастями и выходит в верхней части ротора. Точки выхода пульпы и воздуха из полости ротора чередуются попеременно по кругу, но на выходе из него смешиваются. Образованная пульповоздушная смесь выбрасывается между лопатками статора в камеру.

Аэратор обладает хорошими аэрационными характеристиками и машина ОК16 нашла широкое применение в Финляндии.

Флотационная машина «Максвелл» (Канада) представляет собой чан вместимостью от 4,25 до 56,6 м<sup>3</sup>, в котором пульпа перемешивается лопастным импеллером 2, а воздух подводится снизу через трубу с обратным резиновым клапаном и специальной распределительной головкой. Пенный желоб 5 расположен внутри чана и закреплен на четырех успокоительных пластинах 4. Исходное питание поступает по трубе 6, камерный продукт выходит через трубу 3.

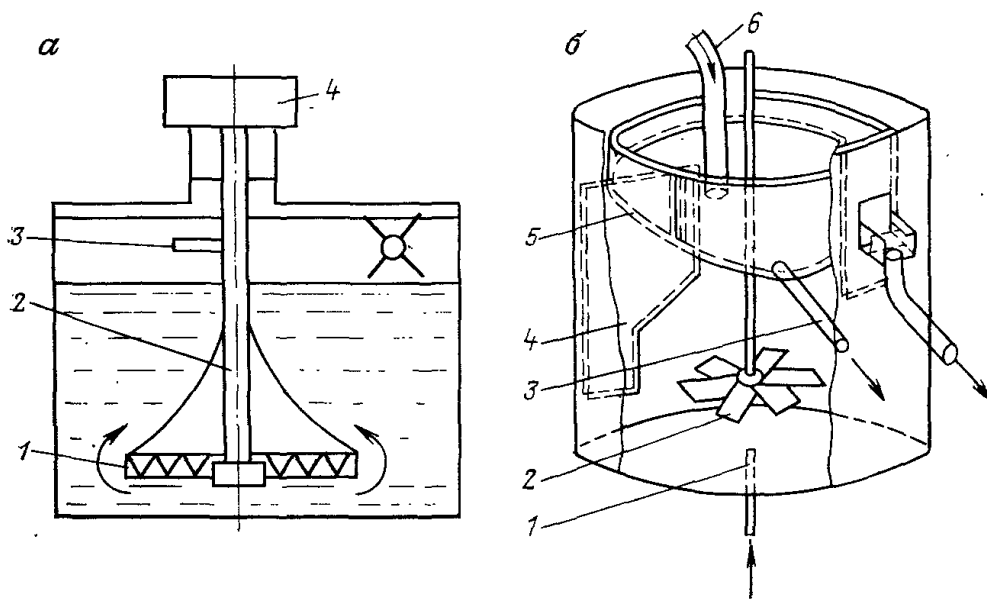


Рис. 1.36 Флотационные машины вибрационная (а) и «Максвелл» (б)

В других флотационных машинах, созданных на основе агитационных чанов, воздух подается через кольцевой воздуховод, гуммированный резиной с отверстиями для выхода воздуха и помещаемый внутрь чана.

Преимуществом машин типа «Максвелл» является возможность переработки в них сравнительно крупнозернистых пульп без оседания частиц при наличии в верхней части камеры спокойной зоны. Отличительной особенностью их являются небольшой расход подаваемого воздуха, 12—0,33 м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>3</sup> объема пульпы) и слабая зависимость времени флотации от времени пребывания пульпы в камере (чане). Машины устанавливают обычно дополнительно к основному фронту флотации и в них выполняется либо операция концентрирования пульпы с одновременным снятием в пену богатой «головки» концентрата, либо дофлотация хвостов обычных машин. Достоинствами пневмомеханических машин являются:

- достаточная простота их конструкции; постоянство аэрационной характеристики, не зависящей от износа рабочих органов;
- возможность регулирования расхода воздуха в широком диапазоне; небольшая металлоемкость;
- меньший расход электроэнергии; большой срок службы аэратора;
- простота эксплуатации.

#### Контрольные вопросы:

- 1) Конструкция пневмомеханических флотационных машин?
- 2) Принцип работы пневмомеханических флотационных машин?



3) Какие существуют типы пневмомеханических флотационных машин?

## ЛЕКЦИЯ №13

### Тема: ПНЕВМАТИЧЕСКИЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ.

#### План учебного занятия:

1. Конструкция пневматических флотационных машин.
2. Принцип работы пневматических флотационных машин.

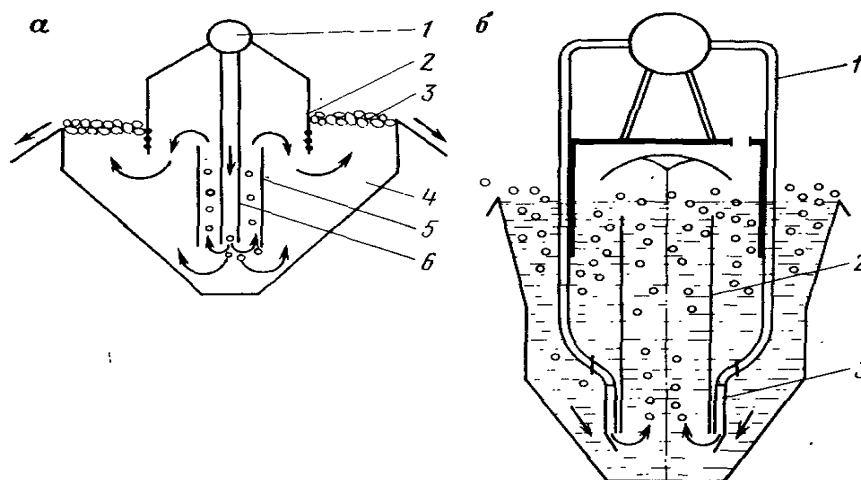
**Ключевые слова:** минералы золота, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема, россыпная месторождения, физические свойства золота

В пневматических флотационных машинах пульпа аэрируется и перемешивается сжатым воздухом. К основным типам таких машин относятся аэролифтные, колонные, циклонные и пенной сепарации.

В мелких аэролифтных машинах подаваемый из ресивера под давлением  $1,2 \cdot 10^4$ — $3 \cdot 10^4$  Па воздух, выходя из трубок 6, установленных в ванне 4У поднимается между продольными стенками аэролифта 5 и смешивается с пульпой, понижая ее плотность в этой зоне. Вследствие возникающей разности гидростатического давления, пульпа выбрасывается из аэролифта и падает между стенками аэролифта и перегородками 2. В аэролифте и в зоне падения происходит интенсивное перемешивание воздуха с пульпой и его диспергирование.

Аэрированная пульпа вытекает из зоны падения через отверстия в перегородках. Толщина слоя пены, образующегося между перегородками и стенками машины, регулируется хвостовыми порогами 3 или накладками на них.

Пульпа циркулирует в ванне машины под действием аэролифта и течет вдоль машины под напором поступающего в машину потока. При высоте ванны машины около 900 мм, расстоянии между пенными порогами 1300 мм и между стенками аэролифта 160—200 мм расход воздуха составляет от 4 до 13 м<sup>3</sup>/мин на 1 м длины машины.



### Мелкая (а) и глубокая (б) аэролифтные машины

По сравнению с механическими и пневмомеханическими, эти машины отличаются простотой конструкции и малой металлоемкостью. Их недостатком являются низкие удельная производительность 0,75—3 т·м<sup>2</sup>/ч) и коэффициент использования воздуха, а также недостаточная эффективность при работе на зернистых тяжелых пульпах.

Принцип действия глубоких аэролифтных машин аналогичен предыдущим. Глубокая аэролифтная флотационная машина (АФМ 2,5) конструкции Механобра с глубиной ванны 2,5 м отличается от других типов аэролифтных машин конструкцией аэролифта 2 и воздухопровода 1, имеющего в нижней части аэраторы 3 с резиновыми щелевыми затворами, гарантирующими воздухопроводную систему от попадания в нее пульпы.

Эти особенности глубокой аэролифтной машины сделали ее удобной в эксплуатации. Производительность по потоку пульпы достигает 10 м<sup>3</sup>/мин, расход воздуха 5—7 м<sup>3</sup>/мин на 1 м длины машины при средней крупности флотированного материала и до 10 м<sup>3</sup>/мин при повышенной его крупности; давление воздуха 2,5·10<sup>4</sup>—3·10<sup>4</sup> Па.

Машина имеет ряд преимуществ по сравнению с мелкими аэролифтными машинами: более высокую аэрацию пульпы и лучшую диспергацию воздуха; более высокий КПД аэролифта, увеличивающий интенсивность циркуляции и перемешивания пульпы и позволяющий флотировать крупнозернистый материал; более высокую производительность на единицу объема машины; занимает значительно меньшую площадь. Расход энергии для АФМ 2,5 приблизительно на 40 % меньше, чем для мелких аэролифтных или механических флотационных машин.

Машину рекомендуется применять при простых схемах обогащения и одновременно большом выходе пенного продукта в качестве флотационных аппаратов пневматические флотационные колонны. Высота их меняется от 2 до 10 м, а сечение может быть круглым, эллиптическим или прямоугольным. Исходная пульпа по пульпопроводу 5 подается в среднюю часть колонны 4, X воздух из ресивера под необходимым давлением 1,4 · 10<sup>5</sup> Па) вводится в аэратор 6 из пористого материала с отверстиями размером от 5 мкм до 2,5 мм.

Флотация в колонной машине осуществляется при противоточном движении воздушных пузырьков и потоков пульпы.

Пульпа движется вниз к разгрузочному патрубку 7 навстречу всплывающим пузырькам. Воздушные пузырьки образуют на поверхности колонны пену, которая орошается для удаления частиц пустой породы водой из трубы 3. Пена отводится по трубе 2. Скорость нисходящих потоков пульпы должна быть меньше скорости всплывания воздушных пузырьков.

Превышение этой скорости приводит к локальному скоплению пузырьков, их коалесценции и периодическому выбросу воздушных пробок.

Флотационная колонна имеет ряд преимуществ, по сравнению с обычными флотационными машинами: она занимает 5—10 % площади, необходимой для обычных машин; не имеет движущихся частей, что снижает расход электроэнергии и затраты на обслуживание; может быть легко автоматизирована и управляться с центрального пульта. Основные трудности, возникающие при работе колонных машин, связаны с забивкой аэраторов.

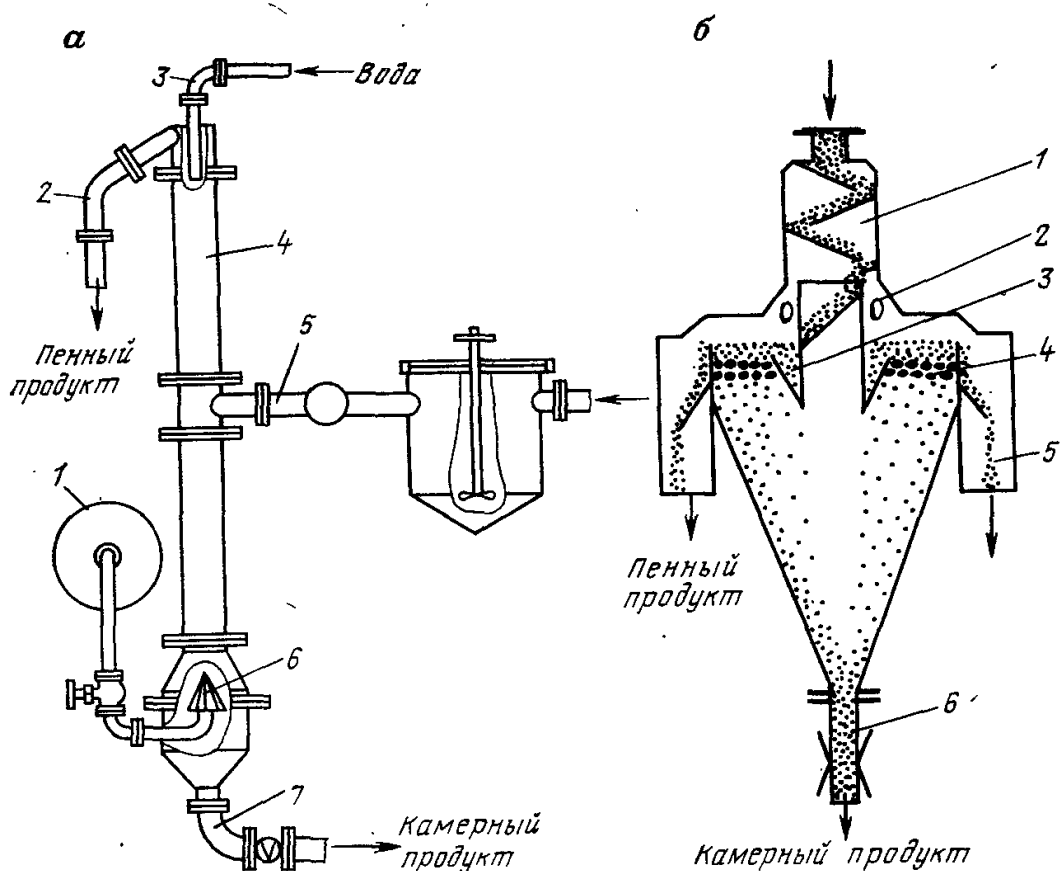


Рис. 1.38. Колонная флотационная машина (а) и машина для пенной сепарации (б).

В циклонных флотационных машинах, имеющих форму циклона, создается вращательное движение пульпы, подаваемой насосом; воздух поступает через пористые перегородки и патрубки.

Во флотационной машине пенной сепарации пульпа, обработанная реагентами, подается сверху через загрузочное устройство 1 и приемные желоба 3, обеспечивающие равномерное распределение пульпы по всей длине флотационной машины на ее правую и левую стороны. Пульпа в желобах подвергается разжижению и аэрации воздухом, эжектируемым при работе брызгал 2, и воздухом, подаваемым через резиновые пористые

трубки, установленные в этих желобах. Затем пульпа поступает на пенный слой, образуемый в результате подачи сжатого воздуха (под давлением около  $1,5 \cdot 10^5$  Па) через трубчатые резиновые аэраторы 4 с пористыми стенками, установленные на 150—200 мм ниже пенных порогов.

Гидрофобные минеральные частицы закрепляются на поверхности воздушных пузырьков, а гидрофильные частицы под действием силы тяжести попадают на дно камеры и разгружаются через разгрузочное устройство 6. Сфлотированные частицы загружаются через пенные пороги в концентрационные желоба 5.

Принципиально новый способ подачи пульпы в машину, обеспечивающий максимальную вероятность флотации при минимальных значениях инерционных сил, позволяет значительно увеличить скорость флотации и повысить крупность флотируемых частиц в 3—4 раза по сравнению с обычными флотационными машинами. Недостатком машин пенной сепарации является необходимость классификации (в ряде случаев), тщательного перемешивания с реагентами и аккуратной подачи материала на пенный слой.

Выпускаемые флотационные машины ФПС16 и ФП16 предназначены главным образом для флотации крупных классов горно-химического сырья и легко флотируемых материалов, не требующих длительного времени флотации. В отличие от ФПС16, в машине ФП16 возможна организация дофлотации материала путем неоднократной подачи его на пенный слой встроенным аэролифтом. Необходимое время флотации может быть получено увеличением числа камер в машине.

К достоинствам машин пневматического типа относятся:

- предельная простота конструкции; отсутствие вращающихся частей, быстроизнашивающихся деталей и узлов; малая металлоемкость; простота эксплуатации.

Недостатками их являются:

- необходимость применения воздухонагнетательных установок для подачи воздуха и насосов для перекачки промпродуктов;
- ограниченность применения (только для простых схем флотационного обогащения).

### **Контрольные вопросы:**

- 1) Конструкция пневматических флотационных машин?
- 2) Принцип работы пневматических флотационных машин?
- 3) Какие существуют типы пневматических флотационных машин?

## ЛЕКЦИЯ №14

### Тема: ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН ПРИ ПЕННОЙ ФЛОТАЦИИ.

#### План учебного занятия:

1. Основные факторы, влияющие на эффективность работы флотационных машин при пенной флотации.
2. Технологические особенности пенной сепарации.

**Ключевые слова:** минерал, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема, флотация, амальгамация, регенерация, цианирование

На эффективность работы флотационных машин при пенной флотации оказывает влияние большое число обычно взаимосвязанных параметров.

Аэрированность пульпы является одним из главных факторов, определяющих эффективность работы флотационных машин. Она зависит от расхода вводимого воздуха, степени его диспергирования, распределения в объеме пульпы, интенсивности перемешивания и плотности пульпы, типа и расхода реагента-пенообразователя.

Эффективность работы флотационной камеры непосредственно определяется ее аэрируемым объемом, который в различных типах флотационных машин различен. Содержание воздуха в аэрируемом объеме может изменяться от 0 до 30%.

В промышленных условиях аэрация характеризуется объемом воздуха, проходящего в единицу времени через единицу площади горизонтального сечения флотационной камеры или через единицу объема пульпы. В различных типах флотационных машин она изменяется обычно от 600 до 1300 л/(м<sup>2</sup>-мин).

С увеличением аэрации скорость флотации, как правил, возрастает. Например, время флотации вкрапленных сульфидных руд, необходимое для достижения одинакового извлечения, обратно пропорционально корню квадратному из степени аэрации. Расход вводимого или засасываемого в пульпу воздуха определяется типом машины и режимом ее работы. Расход воздуха в пневматических и пневмомеханических флотационных машинах регулируется автоматически. Однако для получения максимального технологического эффекта важен не общий объем воздуха, а его дисперсность, определяющая суммарную площадь поверхности воздушных пузырьков и скорость их всплывания в пульпе.

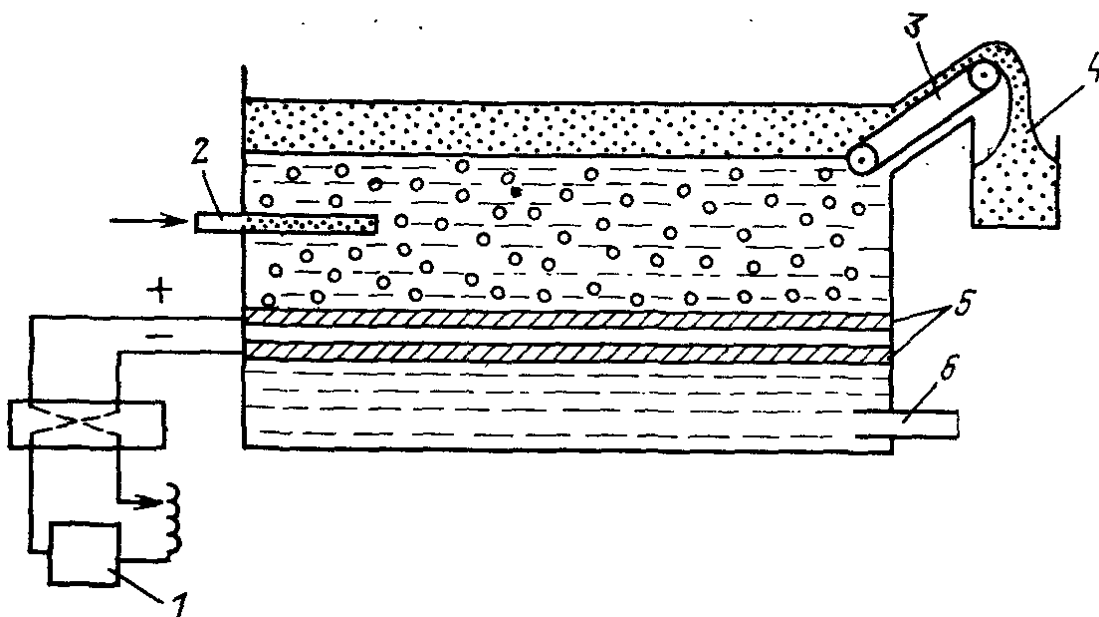


Рис 1.40 Флотационная машина для пенной сепарации

*Дисперсность воздушных пузырьков* зависит от типа аэраторов концентрации и типа пенообразователя. В механических и пневмомеханических флотационных машинах она возрастает с повышением интенсивности перемешивания пульпы импеллером. Однако очень сильное перемешивание приводит не только к увеличению дисперсности пузырьков и труднорастворимых в воде реагентов, аэрированное™ пульпы и вероятности столкновения частиц с пузырьками, но и к увеличению сил отрыва от пузырьков, уменьшению вероятности флотации крупных зерен, увеличению расхода электроэнергии. На практике известны случаи, когда уменьшение скорости вращения импеллеров флотационных машин (например, Кировской апатито-нефелиновой обогатительной фабрики) улучшает технологические и экономические показатели работы фабрик.

*Равномерность распределения пузырьков в объеме пульпы*, определяющая коэффициент полезного использования флотационной камеры, зависит от интенсивности перемешивания пульпы и типа машины.

*Плотность пульпы*, характеризуемая на практике содержанием твердого в единице объема пульпы или соотношением массы твердой и жидкой фаз в пульпе (Т:Ж), оказывает большое влияние на целый ряд параметров и показателей флотации.

С увеличением плотности пульпы (при постоянной производительности фабрики) увеличивается время пребывания пульпы во флотационной машине и концентрация реагентов в пульпе (при условии постоянства их расхода на единицу твердого в пульпе).

Содержание полезных компонентов в пенном продукте с увеличением плотности пульпы, наоборот, непрерывно падает. Основными причинами этого являются: механический вынос минералов пустой породы; уменьшение флотуемости крупных зерен из-за возрастающего воздействия со стороны окружающих частиц и увеличения вероятности их отрыва от пузырьков; увеличение флотуемости мелких частиц не только флотуемых минералов, но и пустой породы вследствие увеличения вероятности их столкновения с пузырьками.

Содержание шламов при повышении плотности пульпы может возрастать в результате увеличения истираемости, особенно хрупких, минералов.

Максимальные значения удельной производительности и минимальные значения удельного расхода электроэнергии по твердому наблюдаются при некоторых оптимальных значениях плотности пульпы.

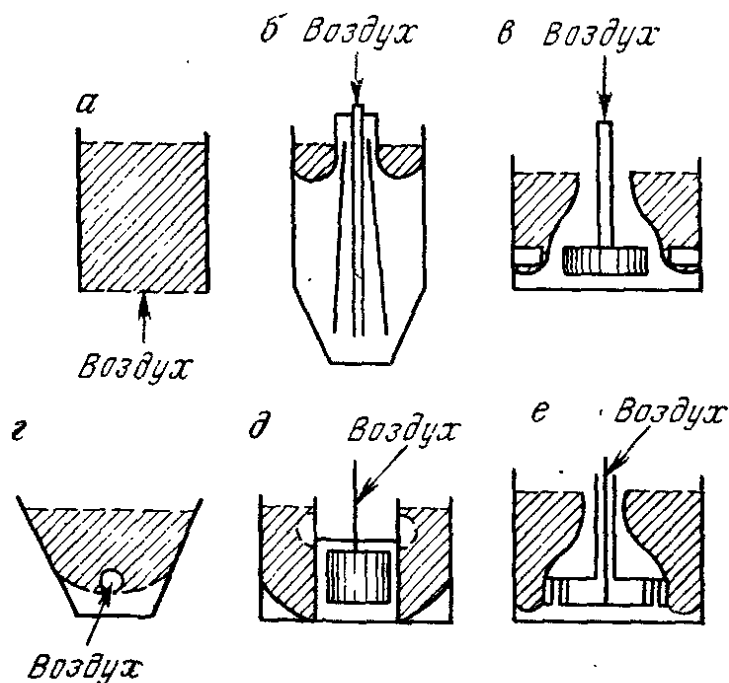


Рис. 1.41. Аэрируемый объем в различных флотационных камерах: а - пневматическая с пористым днищем; б - глубокая аэролифтная; в - пневмомеханическая; г - пневмомеханическая с вращающимся ротором; д - механическая с импеллером стержневого типа; е - механическая с импеллером радиального типа

Извлечение полезных компонентов в концентрат и аэрированность также имеют экстремальную зависимость от содержания твердого в пульпе. Наиболее высокое извлечение и максимальная аэрация, обусловленная лучшей диспергируемостью и наиболее равномерным распределением воздушных пузырьков, наблюдаются обычно при содержании твердого в пульпе 20—30%.



Выбор значений плотности пульпы на практике определяется главным образом, крупностью и плотностью флотируемого материала, назначением операции флотации и требуемым качеством продуктов флотации. Содержание твердого в пульпе возрастает до 35—40 % с увеличением крупности и плотности флотируемого материала и уменьшается до 10—15% при большом содержании шламов и малой плотности обрабатываемого материала. Для снижения потерь в хвостах в операциях основной и контрольной флотации используются более плотные пульпы, содержащие 25—40 % твердого. В перечистных операциях целью которых является повышение качества концентрата, применяют более разбавленные пульпы, содержащие обычно 10—25 % твердого.

При флотационном обогащении руд по сложным схемам для поддержания оптимальной плотности пульпы в каждой операции приходится иногда применять специальные меры по разбавлению (например, концентратов перед перечистой флотацией) или сгущению продуктов (например, промпродуктов или коллективных концентратов) перед дальнейшей их флотационной переработкой.

*Крупность флотируемого материала* определяет при прочих равных условиях эффективность работы флотационных машин.

Ранее было показано, что условия эффективной флотации тонких и крупных зерен различны и требуют для своей реализации специальных конструкций машин. По этой причине использование одного типа машин при переработке материала широкого диапазона крупности приводит к тому, что основные потери полезных минералов в хвостах обогатительных фабрик происходят вследствие плохой флотации крупных или тонких зерен или и тех и других. Поэтому представляется целесообразным при обогащении руд по сложным схемам, предусматривающим циклы флотации крупно- и тонко-измельченных продуктов, применять различные типы флотационных машин. Это позволит получить в каждом цикле максимально возможные технологические показатели и обеспечить высокую скорость и низкую стоимость флотации.

Стремление создать наиболее благоприятные условия флотации крупных и тонких частиц выражается во все большем распространении на обогатительных фабриках схем с отдельной флотацией песковой и шламовой части флотируемого материала.

Скорость потока пульпы значительно влияет на эффективность работы флотационных машин. Это влияние обусловлено продольным перемешиванием в них пульпы. В процессе такого перемешивания часть зерен флотируемого материала выносится в хвосты и, следовательно, потери не могут быть компенсированы более длительным пребыванием в пульпе других частиц. Вследствие этого изменение содержания флотируемого минерала по фронту флотации зависит от соотношения

скоростей флотационного извлечения частиц и продольного перемешивания пульпы.

В пневматической или аэролифтной машинах, в ванне которых пульпа перемешивается относительно слабо, эти скорости сопоставимы и содержание полезного компонента плавно убывает от точки подачи питания к разгрузочному концу машины. Однако время  $t_2$  флотации, необходимое для получения хвостов с одинаковым содержанием  $\beta_{\text{п}}$  в них извлекаемого компонента, в этих машинах больше времени  $t_1$  в машинах периодического действия, кинетика флотации в которых не осложняется перемешиванием частиц с потоком пульпы.

### **Технологические особенности пенной сепарации**

В отличие от обычной пенной флотации увеличение продолжительности процесса пенной сепарации сопровождается непрерывным повышением качества пенного продукта и уменьшением как выхода его, так и извлечения в него флотированных минералов (рис. 15.18). Причем характер наблюдаемых зависимостей  $\varepsilon$ ,  $\beta$ ,  $\gamma=f(t)$  не зависит от крупности разделяемых частиц. В связи с этим под временем пенной сепарации подразумевается время, необходимое для достижения заданной полноты разделения при допустимых в данной операции потерях флотированного материала.

Время пенной сепарации определяется, в основном, скоростью прохождения гидрофильных частиц через слой пены и составляет обычно несколько секунд. Высокая скорость разделения обуславливает большую удельную производительность машин пенной сепарации, которая в расчете на аэрированный объем достигает (в машинах ФПС) 100—120 т/(м<sup>3</sup>-ч) и более, что в 20 с лишним раз превышает удельную производительность механических флотационных машин. Продолжительность флотации в них зависит от разности в скорости аэрации пульпы у места ее загрузки и сливного порога. Чем она больше, тем выше скорость горизонтального перемещения и удаления пены, больше извлечение, но хуже качество концентрата.

Для повышения качества концентрата можно применять адгезионный сьем пены, орошение ее водой или растворами флотационных реагентов, регулирующих свойства пены. При образовании устойчивых аэрофлокул, дальнейшее повышение качества концентрата обеспечивается повторной сепарацией его только после предварительного разрушения образовавшихся флокул.

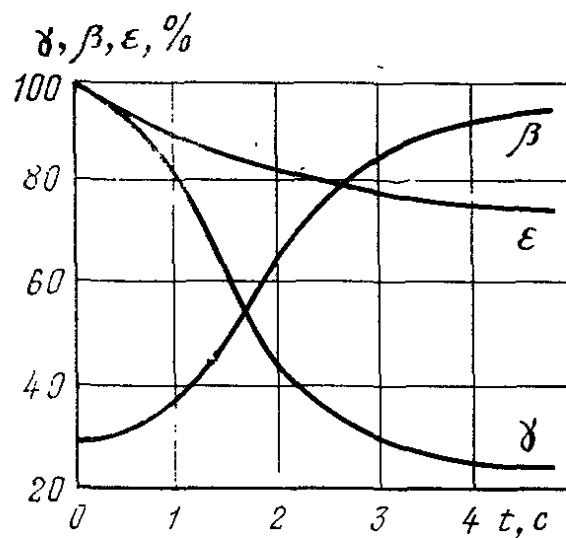


Рис. 1.42. Влияние продолжительности  $t$  пенной сепарации на выход  $\gamma$  пенного продукта, содержание  $\beta$  в нем и извлечение  $\epsilon$  флотируемого компонента

При малой толщине слоя пены или слишком больших потоках пульпы, пробивающих пенный слой и проникающих в толщу аэрированной жидкости, в пене задерживаются только наиболее легкофлотируемые гидрофобные частицы. Чем глубже под пену проникает поток исходной пульпы, тем меньше вероятность флотации увлекаемых им частиц и тем ниже конечное извлечение.

Чтобы погасить кинетическую энергию поступающей на пену исходной пульпы и уменьшить проникновение ее в подпенные слои, в зону поступления пульпы подается сильный восходящий поток пузырьков и жидкости. В результате этого исходная пульпа входит в пенный слой под небольшим углом и несет на своей поверхности уже готовые флотационные комплексы.

Эффективность процесса пенной сепарации возрастает с увеличением плотности исходной пульпы как в результате уменьшения динамичности потоков, так и в результате увеличения несущей способности пенного слоя.

В связи с незначительным временем пенной сепарации, исчисляемой несколькими секундами, исходный материал не может быть обработан реагентами во время ее проведения. Кондиционирование пульпы должно быть полностью закончено до ее подачи во флотацию.

При обогащении руд, измельченных до обычной флотационной крупности, перемешивание с флотационными реагентами осуществляется обычно в контактных чанах при содержании твердого в пульпе 40—50 %.

При пенной сепарации крупнозернистых материалов их целесообразно предварительно обесшламивать и кондиционировать в очень плотных пульпах, содержащих до 80 % твердого, при относительно высоких концентрациях реагентов (в том числе аполярных) в оставшейся

жидкости. Для обесшламливания и сгущения применяются механические классификаторы, грохоты, гидроциклоны; для перемешивания с реагентами— двухвальные и барабанные смесители.

**Контрольные вопросы:**

- 1) Какие факторы влияют на эффективность работы флотационных машин при пенной флотации?
- 2) Технологические особенности пенной сепарации?
- 3) От чего зависит выбор флотационной машины?

## ЛЕКЦИЯ №15

### Тема: ВЫБОР ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

#### План учебного занятия:

1. Расчет необходимой вместимости машин при флотации
2. Основные технологические и технико-экономические показатели работы флотационных фабрик

**Ключевые слова:** минерал, флотируемость, реагенты, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема

#### Расчет необходимой вместимости машин при флотации

Флотационные машины для обогащения руд изготавливают трех типов: ФМ — механические; ФПМ — пневмомеханические; ФП — пневматические.

Основные параметры флотационных машин по ГОСТ 6702—76 приведены в табл. 2.5.

Выпускаемые флотационные машины механического типа могут иметь прямоточное либо камерное исполнение, пневмомеханические машины — прямоточное исполнение без перегородок либо с перегородками.

Все флотационные машины перечисленных типов рассчитаны на работу с достаточно тонким питанием, содержащим не менее 40 % класса —0,074 мм, а прямоточные пневмомеханические машины малых типоразмеров (ФПМ 1,6; ФПМ 3,2 и ФПМ 6,3) и пневматические машины типа ФП — на еще более тонкое питание, содержащее не менее 60 % класса —0,074 мм.

Для флотации крупных частиц разработаны и применяются флотационные машины с кипящим слоем ФКМ 63 и флотационные машины пенной сепарации ФП 16 и ФПС 16.

Помимо указанных типов на вновь строящихся фабриках могут применяться импортные флотационные машины ОК38, выпускаемые финской фирмой «Оутокумпу».

Таблица 2.5. Основные параметры механических флотационных машин типа ФМ (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФМ 0,2	ФМ 0,4	ФМ 1,2	ФМ 3,2	ФМ 6,3	ФМ 2,5
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,2	0,4	1,2	3,2	6,3	12,5
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	1,1	2,2	7,5	15,0	30,0	45,0

Объем воздуха, подаваемого в аэратор	0,15	0,3	0,9	2,3	4,4	8,7
(аэраторы) на камеру, м <sup>3</sup> /мин, не менее*						
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	0,55	0,75	2,4	4,3	7,2	13,5

\* Объем воздуха указан в пересчете на давление  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

### **Выбор типа флотационных машин.**

1. В операциях межцикловой, основной и контрольной флотации на фабриках большой и средней производственной мощности целесообразна установка пневмомеханических машин, обеспечивающих большую скорость флотации по сравнению с механическими. Эти же машины следует устанавливать в пересистных операциях при большом выходе пенных продуктов.

2. В операциях основных и контрольных флотации, на продуктах крупностью менее 0,15 мм (60% класса —0,074), могут применяться пневматические машины. Их применение сдерживается из-за ненадежной конструкции аэраторов. Машины рекомендуется устанавливать при недостатке рабочей площади на реконструируемых фабриках, не более трех камер на операцию.

Таблица 2.6. Основные параметры пневмомеханических флотационных машин типа ФПМ (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФПМ 0,8	ФПМ 1,6	ФПМ 3,2	ФПМ 6,3	ФПМ 8,5	ФПМ 12,5	ФПМ 16	ФПМ 25	ФПМ 40
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,8	1,6	3,2	6,3	8,5	12,5	16,0	25,0	40,0
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	5,5	7,5	11,0	22,0	30,0	45,0	45,0	75,0	120,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор (аэраторы) на камеру, м <sup>3</sup> /мин, не менее*	0,6	1,2	2,3	4,4	6,0	8,7	11,2	17,5	28,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	1,7	3,45	4,4	7,8	12,5	13,0	17,0	23,0	—

\* Давление воздуха должно быть в пределах  $1С.8Х10^4$  —  $13,5х10^4$  Па. Объем воздуха указан в пересчете на  $9,81х10^4$  Па (атмосферное давление).

Таблица 2.7. Основные параметры пневматических флотационных машин типа ФП (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,20	0,40	1,0	2,5	6,3	10,0	25,0	40,0	80,0
Расход воздуха на камеру (на аэрацию пульпы), м <sup>3</sup> /мин, не менее*	0,15	0,3	0,75	1,8	4,4	7,0	17,5	28	56,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	0,45	0,75	1,75	4,0	8,2	12,8	24,8	36,6	66,8

Примечание. Давление воздуха должно быть не более  $15.7Х10^4$  Па. Расход воздуха указан в пересчете на давление  $9,81х10^4$  Па (атмосферное давление).

3. На фабриках малой производственной мощности при отсутствии воздушного хозяйства, а также в перечистных операциях и циклах разделения коллективных концентратов с относительно небольшими выходами целесообразно применение механических машин. Они обеспечивают безнасосный возврат промпродуктов по замкнутой схеме и подсос пенных продуктов из предыдущей перечистки в последующую.

4. При использовании пневмомеханических и механических машин в операциях основной и контрольной флотации необходимо, чтобы общее число камер в операциях было бы не менее 6—8, а время пребывания пульпы в одной камере флотационной машины не превышало 0,5—0,7 мин. Для операций перечистки указанные ограничения могут не соблюдаться.

*Порядок определения типоразмера и числа камер флотационных машин.*

1. Определяется минутный дебит пульпы (м<sup>3</sup>/мин) в каждой операции флотации

$$W_m = \frac{Q_m}{1440} (R_m + 1 / \rho),$$

где  $Q_m$  — производительность по твердому в данной операции, т/сут;  $R_m$  — отношение Ж:Т в данной операции флотации;  $\rho$  — плотность твердой фазы, т/м<sup>3</sup>.

2. Определяется оптимальный объем флотационных машин из расчета нахождения пульпы в одной камере операций основной и

контрольных флотации около 0,5 мин и выбранного числа параллельных секций на фабрике. На крупных фабриках желательно иметь не менее двух секций.

3. Для выбранных типоразмеров камер определяется промышленное время флотации по известным данным о времени флотации в лабораторных условиях либо по результатам работы промышленного аналога.

Время флотации в промышленных условиях  $t$  определяется по формуле

$$t = K t_n,$$

где  $t_n$  — время флотации в лабораторных условиях;  $K$  — коэффициент перехода, зависящий от времени ( $\tau$ ) пребывания пульпы в одной камере, типоразмера камер и их исполнения; значения коэффициента перехода  $K$  даны в табл. 4.

Для пневматических машин коэффициент перехода принимается  $K' = 4$ .

В случае использования промышленного аналога время флотации  $t_m$  в операции с номером  $m$  на устанавливаемых машинах определяется по формуле

$$t_m = t_\phi K_m / K_\phi,$$

где  $t_\phi$  и  $K_\phi$  — время флотации и коэффициент перехода для машин, работающих на действующей фабрике;  $K_m$  — коэффициент перехода для устанавливаемых машин.

4. Подсчитывается необходимое число камер  $n_m$  в каждой операции по формуле

$$n_m = W_m t_m / V_m$$

где  $V_m$  — полезный объем одной камеры флотационной машины в операции с номером  $m$ .

5. Уточняется устанавливаемое число камер исходя из условий изготовления и компоновки машин.

Например, механические машины малого типоразмера изготавливаются двухкамерными секциями и поэтому число камер в машине должно быть четным.

6. При возможности использования флотационных машин двух типов проводится технико-экономическое сравнение вариантов с установкой машин разного типоразмера и выбирается оптимальный по суммарной потребляемой мощности (с учетом подачи сжатого воздуха в пневмомеханических и пневматических машинах), по рабочей площади, занимаемой машинами, и стоимости машин.

Таблица 2.8. Коэффициент перехода  $K$  времени флотации от лабораторных условий к промышленным (составлена по данным Механобра)

Типоразмер и исполнение флотом а шин	Время пребывания пульпы в одной камере, мин
--------------------------------------	---



	0,5	1	1,5	2	3	5	7
ФПМ 25, ФПМ 40 с перегородками	1,0	1,3	1,7	2,0	2,2	2,5	3
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5; ФПМ 16 прямоточные с перегородками	1,0	1,8	2,5	2,9	3,2	—	—
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5 прямоточные без перегородок	1,0	2,1	3,2	4,3	6,1	—	—
ФПМ 1,2 —ФПМ 6,3 прямоточные без перегородок	1,5	3,2	4,8	5,9	7,5	—	—
ФМ 1,2 —ФМ 6,3 камерное исполнение	2,0	3,9	5,5	6,6	8,7	—	—
ФМ 1,2—ФМ 6,3 прямоточное исполнение	2,0	4,4	6,5	8,2	—	—	—

Срок службы машин всех типов—10 лет (кроме машин на кислых пульпах); ресурс до среднего ремонта — 4000 ч.

*Техническая характеристика флотационной машины ОК38*

Объем камеры, м <sup>3</sup> .....	38
Размеры камеры, м:	
ширина .....	3,59
длина.....	3,49
глубина.....	3,23
Установочная мощность электродвигателя, кВт.....	55
Расход диспергируемого воздуха, м <sup>3</sup> /мин .....	11,4—

28,4

*Выбор флотационных машин для крупнозернистой флотации* производится на основании сравнения с аппаратами, действующими в промышленных условиях.

Область применения машин кипящего слоя ФМ 6,3КСМ — флотация калийных, фосфатных и серных руд с повышенной крупностью флотируемых частиц. Так, при флотации сильвина максимальная крупность питания возрастает до 3 мм, на фосфатных рудах — до 1 —1,2 мм, на серных рудах до 0,8—0,5 мм.

Габаритные размеры камеры аналогичны размерам машины ФМ 6,3.

Машины для флотации калийных руд komponуются из двухкамерных секций. Производительность одной машины — 120—140 т/ч.

Флотационные машины пенной сепарации применяют на марганцевых рудах и алмазных песках. Серийно выпускаемые машины ФПС 16 и ФП 16 имеют камеру вместимостью 2,5 м<sup>3</sup> и следующие габаритные размеры (для двухкамерной секции ФП 16): длина 2450 мм, ширина 2000 мм, высота 3500 мм. Производительность по питанию до 3 м<sup>3</sup>/мин.

При выборе машин для оснащения обогатительных фабрик исходят главным образом из свойств руды, возможностей получения максимальных технологических показателей, минимальных энергетических затрат, простоты регулирования и эксплуатации.

За рубежом при обогащении руд по простым схемам, применяют механические машины «Фагергрэн», пневмомеханические «Аджитейр» или аэролифтные, удельные затраты электроэнергии в которых обычно ниже, чем в механических с центробежными импеллерами. Они проще в регулировке и надежнее в эксплуатации. При обогащении полиметаллических руд по сложным схемам переработки обычно используются механические машины, которые обеспечивают транспортирование промпродуктов без установки дополнительных насосов. В некоторых случаях на фабриках при обогащении таких руд устанавливают несколько типов машин. Например, на ряде полиметаллических фабрик США применяют машины «Денвер», «Фагергрэн» и «Аджитейр».

Они обычно используются также при флотации крупнозернистые материалов; пневмомеханические ФПМ — в простых схемах флотации при крупности перерабатываемого материала не менее 40 % класса — 0,074 мм с максимальной крупностью зерен до 1 мм; аэролифтные АФМ и механические МФУ — в простых схемах флотации, не требующих высокой селективности, с большим выходом пенного продукта.

Современной тенденцией является разработка новых конструкций флотационных машин с камерами большой вместимости. Такие машины получили широкое распространение на медных, медно-молибденовых, медно-никелевых и молибденовых фабриках США, Канады, Чили, Австралии, оборудованных крупными мельницами (вместимостью до 150 м<sup>3</sup> и более).

Технологические показатели, получаемые во флотационных машинах с камерами большой вместимости, не уступают показателям стандартных машин при более низких удельных капитальных затратах и эксплуатационных расходах и более стабильном технологическом процессе. Высокая производительность новых флотационных машин с камерами большой вместимости позволяет укрупнить секции, сократить коммуникации и вспомогательное оборудование, уменьшить число точек и приборов автоматического контроля и управления технологическим процессом, повысить производительность труда. Следует отметить, что в большинстве новых машин регулирование уровня пульпы и пены автоматизировано.

Большой интерес представляет применение колонных флотационных машин и машин «Максвелл» вместимостью до 65 м<sup>3</sup>.

Например, замена обычных механических флотационных машин на канадской фабрике «Опемиска» колонными с вместимостью колонны

около 60 м<sup>3</sup> снизила расход электроэнергии и затраты на ремонт и обслуживание более чем в 2 раза.

Установка флотационных машин «Максвелл», как правило, в начале процесса позволяет: выделить богату-ю «головку» концентрата и за счет этого предотвратить ошламование раскрытых минералов при стадийном измельчении; интенсифицировать процесс в последующих операциях флотации за счет предварительной аэрации, длительного контактирования пульпы с реагентами и стабилизации питания по вещественному составу; наиболее эффективно увеличить фронт\*флотации без расширения производственных, площадей.

Для повышения эффективности обогащения за счет флотации крупнозернистых частиц целесообразно применять флотационные машины с кипящим слоем и машины пенной сепарации. Пенную сепарацию в первую очередь следует применять для извлечения из руды и хвостов частиц крупнее 0,074 мм, например в межцикловой флотации на крупнозернистых пульпах и для обогащения песковой фракции хвостов.

### **Основные технологические и технико-экономические показатели работы флотационных фабрик**

Технологические и технико-экономические показатели флотационного передела определяются большим числом технологических параметров. Они возрастают с увеличением степени учета особенностей вещественного состава руд и углей, повышением эффективности работы флотационных машин, улучшением организации контроля и регулирования технологического процесса на обогатительной фабрике повышением комплексности использования сырья.

Уровень техники флотационного обогащения руд оценивается качеством концентратов и степенью извлечения металлов в одноименные концентраты. Данные по извлечению металлов на некоторых фабриках медной и никелевой подотраслей. Технологические показатели обогащения, получаемые на более труднообогатимых рудах, не уступают показателям обогащения, получаемым на зарубежных фабриках. Комплексность использования сырья на примере свинцово-цинковых руд.

Эксплуатационные расходы по операциям флотации включают стоимость флотационных реагентов и расходы, связанные с работой флотационных машин, насосов, приготовлением и подачей реагентов.

Расход флотационных реагентов на 1 т перерабатываемой руды, определяющий затраты на их применение, зависит от состава руд, сложности флотационной схемы и изменяется в довольно широких пределах.

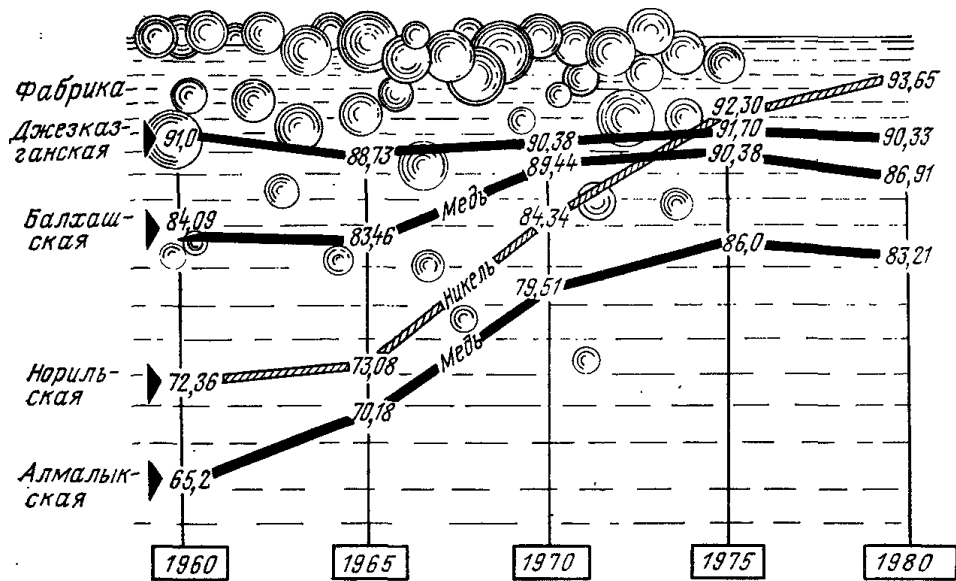


Рис. 1.43. Рост извлечения металлов на передовых обогатительных фабриках медной и никелевой подотраслей

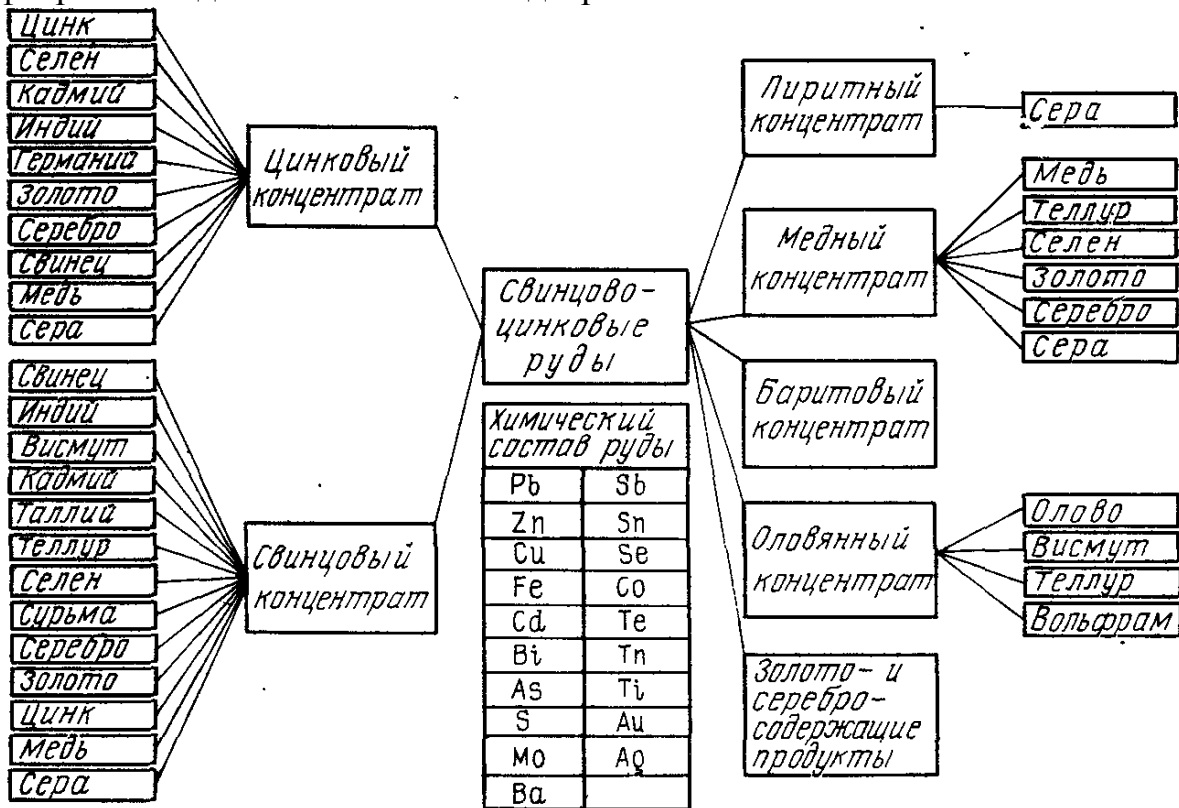


Рис. 1.44. Диаграмма комплексности использования свинцово-цинковых руд

Остальные эксплуатационные расходы определяются главным образом значениями удельной вместимости флотационных машин, необходимой для переработки 1 т руды, и производительности  $Q$  фабрики. При удельной вместимости флотационных машин  $V=0,05$  м<sup>3</sup>/(т·сут) и производительности фабрики по руде более 4 млн.т/год расходы на операции флотации (без стоимости реагентов) составляют 0,051 руб/т исходной руды.

При постоянной производительности  $Q = \text{const}$  с увеличением  $V$  расходы по цеху флотации возрастают пропорционально отношению  $V$ : 0,05.

**Контрольные вопросы:**

1. Какие факторы влияют на эффективность работы флотационных машин при пенной флотации?
2. Технологические особенности пенной сепарации?
3. От чего зависит выбор флотационной машины?

## ЛЕКЦИЯ №16

### Тема: УСТРОЙСТВА ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ПУЛЬПЫ К ФЛОТАЦИИ.

#### План учебного занятия:

1. Устройства для подготовки пульпы к флотации
2. Оборудование и эксплуатация реагентных площадок.
3. Кондиционирование ионного состава промышленных и оборотных вод
4. Разрушение флотационной пены
5. Охрана труда и техника безопасности на флотационных фабриках

**Ключевые слова:** флотируемость, реагенты, рН среды, щелочная среда, содержание, извлечение, собиратель, концентрат, хвосты, схема, форма

#### Устройства для подготовки пульпы к флотации

При необходимости длительного перемешивания пульпы с реагентами, ее аэрации или кондиционирования перед флотацией устанавливаются контактные чаны, аэрирующие устройства, аппараты или агрегаты для подготовки пульпы.

Контактные чаны (рис. 16.2) предназначены для перемешивания пульпы с реагентами. Они представляют собой емкость 4 цилиндрической формы, в центре которой вращается вал 2 с мешалкой 7 осевого типа. Вал находится в трубе 3 с отверстиями 6 для циркуляции пульпы, что обеспечивает равномерное распределение реагентов в объеме пульпы. Исходная пульпа по трубе / поступает в верхнюю часть центральной трубы и затем на мешалку, а подготовленная пульпа удаляется через сливную трубу 5.

Степень однородности и подготовленности пульпы к флотации определяются временем и интенсивностью перемешивания пульпы в контактном чане. Необходимое время перемешивания пульпы в контактном чане определяет его вместимость  $V$ , (м<sup>3</sup>), рассчитываемая по формуле

$$V=Q(1/\delta_t+R)t/60$$

где  $Q$  — производительность, т/ч;

$\delta_t$  — плотность твердого, т/м<sup>3</sup>;

$R$  — плотность пульпы (Ж: Т);

$t$  — необходимое время контакта, мин, определяемое необходимой длительностью процесса взаимодействия реагентов с поверхностью минералов. Для угольных пульп оно составляет 1—2 мин при содержании твердого в пульпе 35—40 % и 3—4 мин при 20 % твердого [43]. Для рудных пульп оно может изменяться от 1 до 60 мин [2,42]. Вместимость чанов при этом изменяется от 0,3 до 47 м<sup>3</sup> [43].

Интенсивность перемешивания возрастает при использовании плохорастворимых в воде реагентов, при подготовке грубозернистых пульп, - при необходимости обдирки (оттирки) поверхностей минералов от покрывающих их пленок загрязняющих примесей или реагентов. Аэрация пульпы в процессе подготовки к флотации, например сульфидных руд цветных металлов, осуществляется обычно или в первых камерах механических флотационных машин, или в специальных аэрирующих устройствах, представляющих собой монокамеры механических, пневмомеханических или пневматических машин разнообразной конструкции.

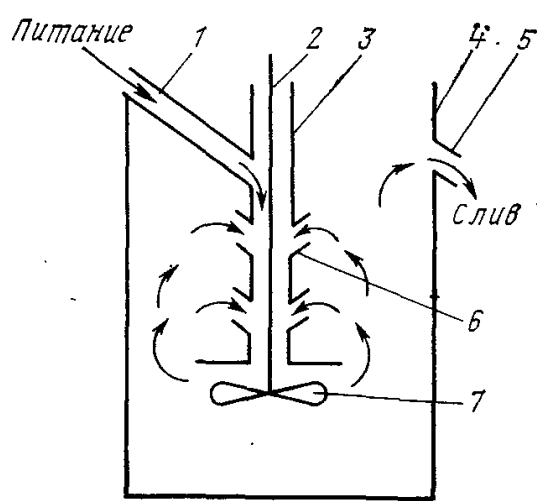


Рис. 1.45. Контактный чан

### Оборудование и эксплуатация реагентных площадок

Реагентные площадки располагаются выше уровня флотационных машин, чтобы обеспечить самотек растворов флотационных реагентов от реагентных питателей до точек подачи их в процесс. Растворы реагентов в питатели поступают из расходных бачков, обычно устанавливаемых за фронтом реагентных питателей и соединенных реагентопроводами с реагентным отделением.

Сеть трубопроводов для реагентов должна обеспечивать максимальную гибкость питания реагентами во всех возможных точках потребления. Реагенты подаются в центральную трубу контактных чанов или в межкамерные перегородки флотационных машин.

Реагентные питатели должны обладать высокой точностью дозирования- реагента в процесс, легкостью и достаточно широким диапазоном регулирования расхода реагента, простотой конструкции и обслуживания, износостойкостью и коррозионной стойкостью, быть дешевым в изготовлении.

К настоящему времени разработано и используется на фабриках для дозирования растворов реагентов большое число автоматизированных питателей.

В автоматизированном скиповом питателе АКПР-1 угол наклона стаканчика скипа ограничивается штоком, упирающимся в лекало. Положение лекала, встроенного в исполнительный механизм, определяет производительность питателя.

В питателе АКПР-2 подача регулируется переменной угла наклона стаканчика путем измерения длины цепи Галля, выполняющей функцию тяги кривошипно-шатунного механизма. Один конец гибкой тяги закреплен в рамке скипа, другой перекинут через звездочку, установленную на кривошипе, и закреплен на лекале исполнительного механизма. Подача питателя ППЭМ-1176 зависит от числа ходов скипового подъемника в единицу времени.

В автоматизированных ковшовых питателях 5-АДР и 6-АДР подача регулируется изменением угла наклона ковша. На один привод 6-АДР могут быть установлены от 1 до 12 регулируемых блоков, каждый из которых предназначен для обслуживания одной точки.

*Мембранный* питатель МПР-642 имеет две мембранные камеры, которые попеременно заполняются и опорожняются при помощи распределительного устройства. Перемещение гибких стенок камер определяет степень их заполнения в соответствии с требуемой подачей.

В *клапанном и игольчатом* питателе АПИ-1 подача реагента регулируется изменением площади живого сечения дросселя при перемещении иглы по лекалу исполнительного механизма. В питателе АДР-1 вся система регулирования вместе с исполнительным механизмом установлена на поплавке в ванне с реагентом, чтобы устранить влияние колебаний уровня раствора в питающем баке на подачу питателя. В импульсном питателе ПРИ-1, представляющем собой односедельный клапан, объем дозируемого реагента является функцией времени открытия клапана, управляемого электромагнитной системой.

В *порционных* питателях ПР-2 и АДБ-1 двухседельный клапан сочленен с мерной емкостью, которая заполняется при подаче импульса и опорожняется после его снятия. Заполнение мерной емкости в питателе ПР-2 ограничивается воздушной трубкой; в питателе АДБ-1 фиксация уровня раствора реагента в мерной емкости осуществляется электродом. Частота импульсов определяет подачу питателей.

*Диафрагмовый* питатель ДПР-1 является вертикально расположенным диафрагмовым насосом с регулируемым ходом, тогда как сильфонный дозатор малых расходов представляет собой небольшой сильфонный насос с регулируемым ходом.

Наибольшее распространение из них получили питатель ПР-2 для дозирования растворов реагентов, не содержащих твердых частиц, питатель 5-АДР для дозирования чистых и загрязненных осадками растворов, блочный питатель 6-АДР для подачи небольших объемов невязких реагентов (детергент, терпинеол, ксиленол и др.).

Для дозирования жидких вязких реагентов применяются шкивные



питатели. Расход реагента, снимаемого скребком с поверхности шкива диаметром 0,4 — 0,5 м, вращающегося в ванне с вязким реагентом, регулируется изменением ширины или числа работающих скребков. Шкивные питатели выпускаются с одним, тремя и шестью шкивами при вместимости одной ванны 10 л.

Для сокращения расхода труднорастворимых аполярных реагентов и повышения эффективности их действия при флотации используют эмульгирование таких реагентов в воде в эмульгаторах различной конструкции. Наиболее широкое распространение получили ультразвуковые и струйные эмульгаторы. В применяемом на угольных фабриках струйном двухступенчатом эмульгаторе СЭД:2 эмульгирование реагента осуществляется струей воды диаметром 1,5 мм, вытекающей с большой скоростью. Затем эмульсия разбавляется и дозируется в процесс входящим в комплект поплавковым клапаном.

При необходимости дробной подачи реагентов-собирателей и реагентов-пенообразователей и распределения их по технологическим точкам подачи используются распределители реагентов.

Широко применяемый в угольной промышленности распределитель реагентов РР-3 (рис. 1.46) состоит из верхнего и нижнего делителей и закрыт сверху кожухом 4.

В состав верхнего делителя входят делитель 13, подвижный лоток 14 и

делительная воронка 6 в состав нижнего делителя — делительная воронка 7 и корпус 8. Обе делительные воронки имеют по 6 сливных щелей, расположенных на одинаковом расстоянии друг от друга. Воронки подвешены на валу 5, вращение которого осуществляется через коническую передачу 2 электродвигателем 3.

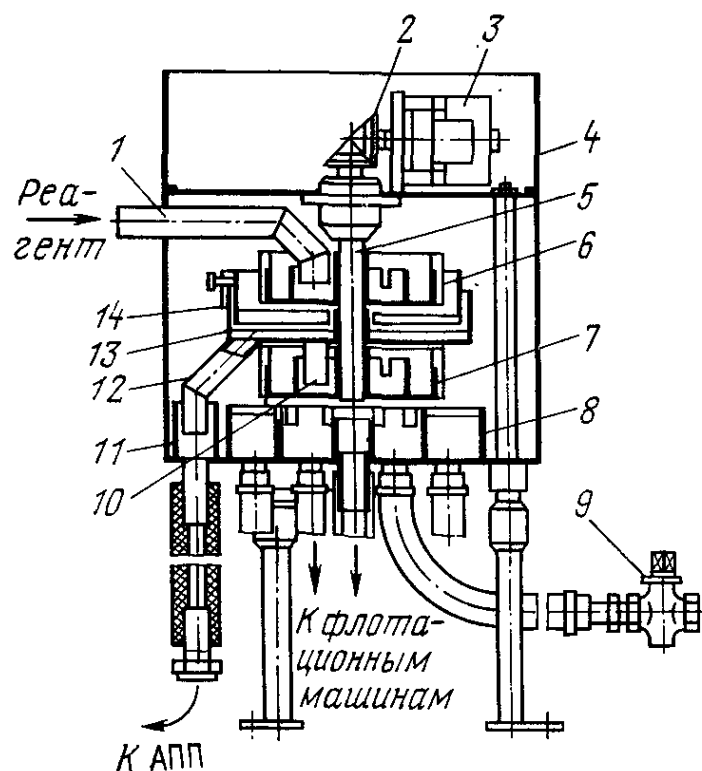


Рис. 1.46. Распределитель реагентов РР-3

Реагент по трубе 1 поступает в делительную воронку которая, вращаясь РР-3 равномерно распределяет его через сливные щели по периферии. Затем он перетекает в делитель 13 цилиндрической формы, разделенный перегородками пополам. Одна половина делителя соединена патрубком 12 с воронкой, откуда реагент поступает в аппарат подготовки пульпы АПП, а из второй половины реагент по патрубку 10 сливается в делительную воронку 7 нижнего делителя. Объем реагента, поступающего в ту или иную половину делителя, регулируется изменением положения подвижного лотка 14. Поступающая в делительную воронку 7 нижнего делителя часть реагента выливается через ее щели в корпус, разделенный перегородками на сектора, число которых определяется числом флотационных машин, питаемых через распределитель. При вращении воронки происходит равномерная подача реагентов во все сектора, а из них — в машины, число которых может изменяться от 2 до 8. При остановке одной из машин подача реагента в нее перекрывается краном 9.

Для дозирования реагентов в твердом виде используются питатели по конструкции аналогичные питателям руды: ленточные, тарельчатые, вибрационные и другие

### **Кондиционирование ионного состава промышленных и оборотных вод**

Состав поступающей на фабрику промышленной или оборотной воды должен удовлетворять требованиям технологического процесса. В

связи с уменьшением запасов чистой воды и требованиями по охране окружающей среды доля оборотных и промышленных вод, характеризующихся переменным составом в них вредных примесей, возрастает. Сохранить высокие показатели флотационного обогащения в этом случае можно только путем предварительного кондиционирования состава используемых вод.

Кондиционирование является избирательной очисткой оборотных и промышленных вод, в процессе которой удаляются с последующей их утилизацией только те компоненты, которые оказывают вредное влияние на процесс селективной флотации данной фабрики, и сохраняются необходимые для протекания флотационного процесса.

Простейшим случаем кондиционирования промышленных вод является регулирование их щелочности и поддержание значения рН, близкого к необходимому при флотации. Такая задача может возникнуть при использовании на фабрике смеси кислых рудничных и сильнощелочных фабричных вод.

При использовании большого количества рудничных вод для флотации сульфидных руд может оказаться необходимой очистка их от ионов меди или других металлов методами цементации или ионной флотации. При флотации руд редких металлов часто требуется очистка от солей щелочноземельных металлов, которая осуществляется ионообменной очисткой на природных или синтетических ионообменных материалах. Наиболее сложные задачи возникают при кондиционировании оборотных вод, поступающих на селективную флотацию полиметаллических руд. В этом случае оно должно осуществляться в соответствии с количественными зависимостями между необходимыми концентрациями реагентов в оптимальных условиях процесса, куда подается оборотная вода.

### **Разрушение флотационной пены**

Необходимость осуществления специальных мероприятий по разрушению флотационной пены может быть обусловлена необходимостью, например, повысить эффективность подготовки коллективного концентрата к разделению, улучшить условия транспортирования пенного продукта, снизить потери ценных компонентов в операциях обезвоживания. Для разрушения пены используются:

-механические методы, основанные на применении импеллеров или мешалок, изготовленных в виде специальных блоков (центробежных пеноразрушителей) и расположенных над уровнем пульпы в зумпфе или чане. Пена должна поступать прямо на импеллер. Центробежные пеноразрушители хорошо зарекомендовали себя на апатито-нефелиновых фабриках:

-физико-химические способы, основанные на применении

растворов различных реагентов (кислот, солей, неорганических коллоидов, аполярных масел), вызывающих разрушение пены;

-вакуумные и эжекторные устройства;

-звуковые, ультразвуковые, электрические и термические способы, для осуществления которых применяются звуковые генераторы, сирены, искровой разряд или перемешивание пенного продукта в чане с добавкой острого пара. Наиболее простым и достаточно надежным в большинстве случаев является механический способ разрушения пены.

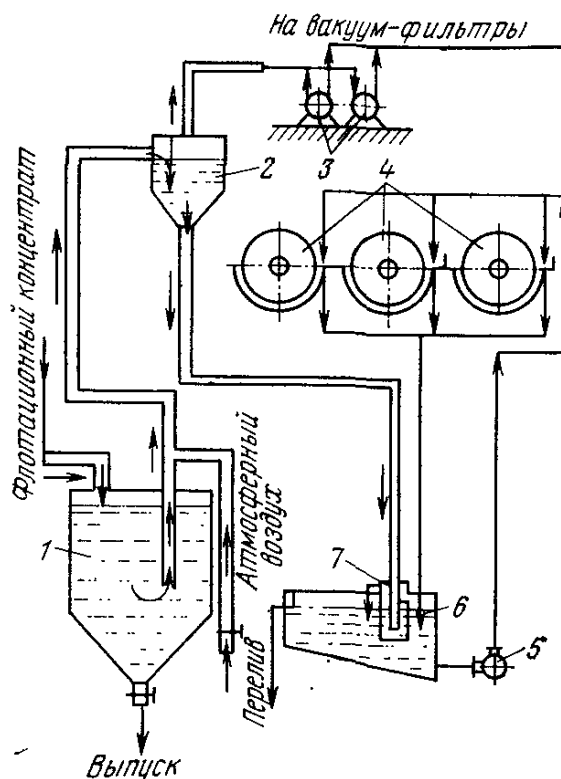


Рис. 1.47. Схема вакуумно-механического способа пеногашения

Однако практика применения механических пеногасителей при флотации углей показала их непригодность для разрушения вязких пен.

Поэтому значительное распространение на углеобогатительных фабриках получил вакуумно-механический способ пеногашения при поддержании вакуума в пределах 150—300 Па.

По данному способу (рис. 16.6) флотационный концентрат поступает в закрытый резервуар 1, в который глубоко в слой пены опущена всасывающая труба, соединяющая резервуар с ресивером 2. Под действием вакуума, создаваемого вакуум-насосами 3, пена из резервуара поступает в ресивер, где, ударяясь об отбойную стенку, гасится как вследствие удара, так и под действием разрежения. Погашенный продукт направляется в сборник 6 концентрата, оборудованный гидрозатвором 7, и далее с помощью центробежного насоса 5 на вакуум-фильтры 4.

Недостатком вакуумно-механического способа пеногашения

является сложность и громоздкость системы, высокая энергоемкость, значительные капитальные и эксплуатационные затраты.

## **Охрана труда и техника безопасности на флотационных фабриках**

Кроме общих правил техники безопасности, на флотационных фабриках должны соблюдаться специальные правила, связанные с применением флотационных реагентов.

Хранение реагентов производится в специализированном помещении — хранилище. Жидкие, сухие реагенты и известь хранятся отдельно; причем горючие реагенты — в помещении для огнеопасных материалов, а ядовитые — в изолированном помещении, удовлетворяющем требованиям "санитарной инспекции.

Дробление реагентов перед их растворением допускается только по особому разрешению санитарной инспекции и охраны труда и производится в специальном изолированном помещении. Система вентиляции должна обеспечивать санитарные нормы по концентрации пыли в помещении.

Подача флотационных реагентов в сухом виде (особенно цианида и сернистого натрия) в процессе флотации запрещается, так как это может привести к запылению воздуха флотационным реагентом и появлению опасности отравления рабочих.

Растворять реагенты можно только в специальном помещении реагентного отделения. Подача реагентов в растворные чаны производится с рабочих площадок, расположенных на уровне верхней части чана, через спускные трубы.

Растворять ядовитые реагенты и хранить готовые растворы необходимо в изолированном помещении, удовлетворяющем требованиям специальных инструкций. Растворяются они в герметично закрытой аппаратуре с местной вытяжной вентиляцией и с исключением ручных операций. Баки с ядовитыми реагентами должны быть закрыты крышкой на замке. Питатели ядовитых реагентов должны быть автоматическими, закрыты кожухом с замком, а разводящие их трубопроводы — глухими по всей длине и окрашенными в яркий цвет. Место ввода ядовитого реагента в пульпу должно обеспечивать быстрое и равномерное его перемешивание со всем объемом пульпы. Место ввода необходимо ограждать таким образом, чтобы исключалась возможность контакта рабочих с концентрированными растворами реагентов до их полного перемешивания со всем объемом пульпы.

При опорожнении и очистке растворных чанов и расходных баков из-под дитиофосфатов, растворов цианидов, сернистого натрия, ксантогенатов рабочие должны надевать противогазы и после работы с перчаток, обуви и спецодежды удалять остатки реагентов. Для хранений,

обезвреживания и стирки спецодежды рабочих, имеющих дело с ядовитыми реагентами, должны быть изолированные помещения. Тара из-под ядовитых реагентов хранится отдельно от прочей. Перед отправкой она обезвреживается в соответствии с инструкцией.

Оборудование и организация работ по хранению, приготовлению и использованию реагентов должны исключать возможность соприкосновения раствора таких реагентов, при смешении которых выделяются в рабочую зону ядовитые газы (например, смешение цианистых растворов с кислотами). На боках и таре с ядовитыми реагентами делаются установленные надписи и рисунки.

На рабочих местах должны быть инструкции по технике безопасности и аптечки с противоядиями.

**Контрольные вопросы:**

1. Какие факторы влияют на эффективность работы флотационных машин при пенной флотации?
2. Технологические особенности пенной сепарации?
3. От чего зависит выбор флотационной машины?

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

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



**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЕ  
ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ  
ПО КУРСУ**

**ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ  
ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

## **ВВЕДЕНИЕ**

Курс «Флотационные методы обогащения» для студентов обучающихся по направлению 5511600 – «Горное дело (ОПИ)» изучающие основных процессов обогащение полезных ископаемых, конструкции и принцип работы флотационных машины и технологические показатели основных оборудований обогатительных фабрик является учебной дисциплиной.

Согласно учебного плана, по курсу «Флотационные методы обогащения» для студентов, обучающихся без отрыва от производства, предусмотрено выполнение практических работ в объеме 32 часов. В связи с этим, в руководство включены описание 16 практических работ, содержащих изложение теоретических основ, описание и технологические расчеты процесса.

Выполнение нижеследующих практических работ помогает студентам овладеть приобрести навыки о выборе и расчете схемы а также технологические расчеты обогащения.



## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1

### ТЕМА: РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ.

**Цель работы:** Изучение расчета технологических показателей обогащения.

Процесс обогащения характеризуется следующими технологическими показателями: содержанием металла в руде или продукте обогащения; выходом продукта; степенью сокращения и извлечением металла.

**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  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды. Степень сокращения ( $K$ ) выражает количество тонн руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата, и рассчитывается по формуле:

$$K=100/\gamma$$

Для руд цветных и редких металлов характерен малый выход концентрата и, следовательно, высокая степень сокращения. Выход концентрата определяется прямым взвешиванием или по данным химического анализа по формуле:

$$\gamma=(\alpha - \theta/\beta - \theta)100, \%$$

Степень обогащения, или степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилось содержание металла в концентрате по сравнению с содержанием металла в руде. При обогащении бедных руд этот показатель может составлять 1000-10000.

**Извлечение металла  $\varepsilon$**  - это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

$$\varepsilon=\gamma\beta/\alpha$$

**Уравнение баланса металла**

$$\varepsilon\alpha=\gamma\beta$$

связывает основные технологические показатели процесса и позволяет рассчитать степень извлечения металла в концентрат, которая, в свою очередь, показывает полноту перехода металла из руды в концентрат.

Выход продуктов обогащения можно определить по данным химических анализов продуктов.

Если обозначить:

$\gamma_k$  — выход концентрата;

$\alpha$  — содержание металла в руде;

$\beta$  — содержание металла в концентрате;

$\theta$  — содержание металла в хвостах,

$\varepsilon$  — извлечение металла в концентрат, то можно составить баланс металла по руде и продуктам обогащения, т. е. количество металла в руде равно сумме его количеств в концентрате и хвостах

$$100\alpha = \gamma_k\beta + (100 - \gamma_k)\theta$$

здесь за 100 принят выход исходной руды в процентах. Отсюда выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100$$

Извлечение металла в концентрат можно подсчитать по формуле

$$\varepsilon = \frac{\gamma_k\beta}{\alpha} 100, \%$$

Если выход концентрата неизвестен, то

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \%$$

Например, при обогащении свинцовой руды, содержащей 2,5% свинца, получен концентрат с содержанием 55% свинца и хвосты, содержащие 0,25% свинца. Подставляя результаты химических анализов в приведенные выше формулы, получим:

выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100 = \frac{2,5 - 0,25}{55 - 0,25} = 4,1\%;$$

извлечение в концентрат

$$\varepsilon = \frac{4,1 \cdot 55}{2,5} = 90,9\%;$$

выход хвостов

$$\gamma_{xв} = 100 - \gamma_k = 95,9\%;$$

степень обогащения:

$$K = \frac{55}{2,5} = 22.$$

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса на фабрике.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями к их химическому составу. Требования к качеству концентратов называются кондициями и регламентируются ГОСТ, техническими условиями (ТУ) или временными

нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики I переработки данного сырья и его свойств. Кондициями устанавливается минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения. Если качество продуктов соответствует кондициям, то эти продукты называются кондиционными.

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $WO_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 67\%$   $WO_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14$   $WO_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $WO_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

1. Определяем выход концентрата:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

$$\gamma_k = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{WO_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \text{ м/сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$\kappa = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали казилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2

### ТЕМА: РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ПО РАСЧЕТУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ.

**Цель работы:** Изучение Решение задачи по расчету технологических показателей обогащения.

Процесс обогащения характеризуется следующими технологическими показателями: содержанием металла в руде или продукте обогащения; выходом продукта; степенью сокращения и извлечением металла.

Например, при обогащении свинцовой руды, содержащей 2,5% свинца, получен концентрат с содержанием 55% свинца и хвосты, содержащие 0,25% свинца. Подставляя результаты химических анализов в приведенные выше формулы, получим:

выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100 = \frac{2,5 - 0,25}{55 - 0,25} = 4,1\%;$$

извлечение в концентрат

$$\varepsilon = \frac{4,1 \cdot 55}{2,5} = 90,9\%;$$

выход хвостов

$$\gamma_{xв} = 100 - \gamma_k = 95,9\%;$$

степень обогащения:

$$K = \frac{55}{2,5} = 22.$$

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса на фабрике.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями к их химическому составу. Требования к качеству концентратов называются кондициями и регламентируются ГОСТ, техническими условиями (ТУ) или временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики I переработки данного сырья и его свойств. Кондициями устанавливается минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения. Если качество продуктов соответствует кондициям, то эти продукты называются кондиционными.

**Пример.** Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\% \text{ WO}_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с

содержанием  $\beta = 67\% \text{ WO}_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14 \text{ WO}_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $\text{WO}_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

1. Определяем выход концентрата:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

$$\gamma_k = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{\text{WO}_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \text{ м/сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$k = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

### Задача №1

Фабрика производительностью  $Q=900$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,35\% \text{ WO}_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 65\% \text{ WO}_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,12 \text{ WO}_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $\text{WO}_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

### Задача №2

Найти выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей меди 1.5 %. а после обогащения получается два продукта: концентрат с массовой долей меда 20 % и хвосты с массовой долей меди 0,1 %.

### Задача №3

Определять потери меди и цинковом концентрате, получением при обогащении медно-цинковой руды с массовой долей меда 1.0 %. если выход цинкового концентрата 4,5 %. а массовая доля меди и нем 4 %.

### Задача №4

Определить выход медного концентрата, содержащего 20 % меди, и эффективность обогащения . Извлечение меди в концентрат 92 %. Рассчитать также потери, т.е. извлечение, меди в хвостах, если фабрика

перерабатывает медную руду с содержанием в ней меди 1 %. Полезный минерал содержит 63 % меди.

#### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3

### ТЕМА: РАСЧЕТ БАЛАНСА МЕТАЛЛОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МОНОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД.

**Цель работы:** Изучение расчета баланса металлов при обогащении монометаллических

Из расчетного баланса металла переносятся технологические показатели по исходному и конечному продуктам на схему, представленную на рис.2.1. Нумеруются все операции и продукты. Исходя из практики обогащения медных руд принимаются следующие значения содержаний меди в продуктах разделения:

$$\beta_3=8\%, \beta_4=0,2\%, \beta_6=2\%, \beta_7=0,8\%$$

Назначению содержания металла в продуктах разделения следует пользоваться допустимыми значениями степени обогащения (степени концентрации), которые могут быть достигнуты в различных операциях флотации. Степень обогащения в основных операциях составляет 10-20 (при расчете принципиальных схем флотации бедных руд можно принять 100-200), в перечистных 1,2-3, причём в каждой последующей операции перечистой флотации степень обогащения должна уменьшаться.

После составления и решения системы линейных уравнений для каждой операции разделения, определяются выход всех продуктов. Расчет схемы ведётся снизу вверх, т.е. от последних операций к первой.

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продуктов и по ценному компоненту.

#### **Перечистная флотация**

Уравнения баланса по массе продуктов

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6$$

Уравнения баланса по ценному компоненту

$$\gamma_3\beta_3 = \gamma_5\beta_5 + \gamma_6\beta_6$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 \\ \gamma_3\beta_3 = \gamma_5 \cdot \beta_5 + \gamma_6 \cdot \beta_6 \end{cases}$$

Из таблицы баланса металлов известно, что

$$\gamma_5 = 2,55, \text{ тогда}$$

$$\gamma_3 = 2,55 + \gamma_6$$

После подстановки в уравнение значений  $\gamma_3, \beta_3, \beta_5, \beta_6$  получается:

$$(2,55 + \gamma_6) \cdot 8 = 2,55 \cdot 18 + \gamma_6 \cdot 2$$

Это уравнение решается относительно  $\gamma_6$ , в результате чего находится  $\gamma_6=4,25$ ,  $\gamma_3=6,8$ .

#### **Контрольная флотация**

III

Аналогичным путем составляются уравнение баланса для операции

$$\begin{cases} \gamma_4 = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_4 \beta_4 = \gamma_7 \cdot \beta_7 + \gamma_8 \cdot \beta_8 \end{cases}$$

$\gamma_8 = 97,45$  (из таблицы баланса металла)  
 $\gamma_4 = \gamma_7 + 97,45$

Система уравнений решается относительно  $\gamma_7$

$$(\gamma_7 + 97,45) \cdot 0,2 = \gamma_7 \cdot 0,8 + 97,45 \cdot 0,041$$

$$\gamma_7 = 25,82. \quad \gamma_4 = 25,82 + 97,45 = 123,27.$$

По известным значениям  $\gamma_4$  и  $\gamma_6$  определяется  $\gamma_3$

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 = 2,55 + 4,25 = 6,8$$

Затем рассчитываются значения извлечения металла в каждом продукте по формуле

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$$

### Расчет баланса монометаллической руды

Технологический баланс металлов составляется по данным химических анализов руды и продуктов обогащения и сухой массы переработанной руды за определенный период времени. Технологический баланс необходим для оперативного контроля и управления ходом технологических процессов, соблюдения кондиций на получаемые концентраты и хвосты, и определения извлечения металлов в концентраты.

Баланс металла рассчитывается по технологическим показателям руды и конечных продуктов обогащения (концентрата и хвостов).

Ведем следующие обозначения:

$\alpha, \beta_k, \beta_{xв}$  - содержание ценного компонента соответственно в исходном сырье, концентрате и хвостах, %;

$\gamma_w, \gamma_k, \gamma_{xв}$  - соответственно выход исходной руды ( $\gamma_u = 100\%$ ) концентрата и хвостов, %;

$\varepsilon$  - извлечение металла в руде равно 100 %;

$\varepsilon_k$  - извлечение металла в концентрат, %

$\varepsilon_{xв}$  - извлечение металла или потери металла в хвостах, %

n- степень концентрации.

Выходом продукта обогащения называется отношение массы полученного продукта к массе переработанного исходного сырья, выраженное в процентах.

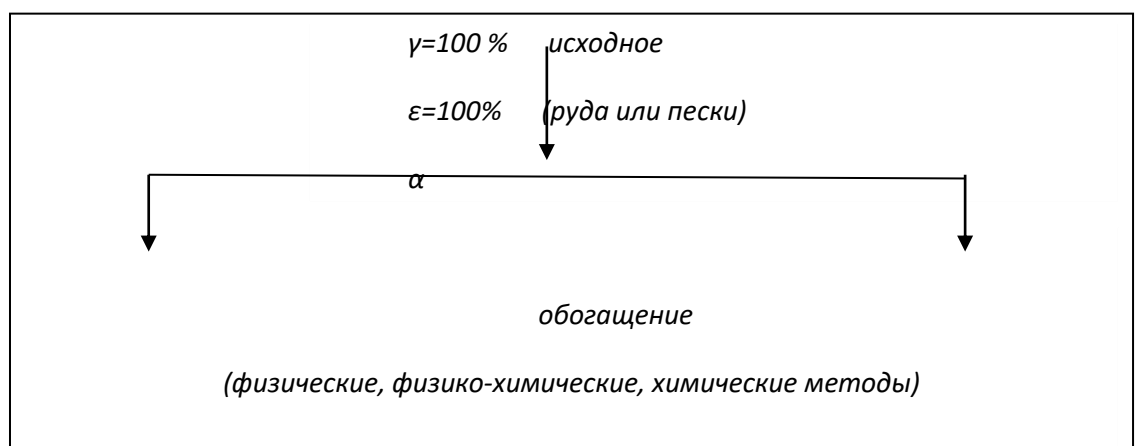




Рис.2.1. Схема обогащения.

Извлечением полезного компонента называется отношение массы полезного компонента в продукте обогащения к массе того же компонента в исходном сырье, выраженное в процентах.

Степенью концентрации называется отношение содержащая полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье.

Введем формулы для вычисления выходов и извлечения по известным содержаниям ценного компонента в продуктах обогащения и в исходном сырье.

Сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного минерального сырья, принимаемому за 100 %.

Баланс по руде будет выражаться:

$$100 = \gamma_k + \gamma_{xb}$$

Используя принятые обозначения, составим баланс по ценному компоненту:

$$100\alpha = \gamma_k \beta_k + \gamma_{xb} \beta_{xb}$$

или  $100\alpha = \gamma_k \beta_k + (100 - \gamma_k) \beta_{xb}$

Решая уравнения относительно  $\gamma_k$ , находим:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \beta_{xb}}{\beta_k - \beta_{xb}} \cdot 100\%$ .

Расчетная формула для выхода хвостов будет:  $\gamma_{xb} = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_{xb}} \cdot 100\%$ .

Определим извлечение компонента в концентрат:

$$\varepsilon_k = \frac{\alpha - \beta_{xb}}{\beta_k - \beta_{xb}} \cdot \frac{\beta_k}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} \cdot 100\%,$$

$$\text{в хвостах } \varepsilon_{xb} = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_{xb}} \cdot \frac{\beta_{xb}}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_{xb} \cdot \beta_{xb}}{\alpha} \cdot 100\%,$$

$$\varepsilon = \varepsilon_k + \varepsilon_{xb} = 100\%,$$

Степень концентрации (обогащения) определяется по формуле:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha}.$$

### **Пример расчета**

Расчитать баланс металла при обогащении медно-порфировой руды, содержащей 0,5% меди ( $\alpha_{Cu}=0,5\%$ ); медный концентрат, полученный в результате обогащения этой руды по схеме, представленной на рис. 2.1, содержит 18% меди ( $\beta_{Cu}=18\%$ ) при извлечении меди в концентрат  $\varepsilon_{Cu}=92\%$ ; производительность фабрики равна 10000 т/сут.

Исходные данные вносим в соответствующие графы таблицы баланса металлов (табл.2.1).

Определяется выход медного концентрата:

$$\gamma_K = \frac{\varepsilon_K - \alpha}{\beta_K} = \frac{92 \cdot 0,5}{18} = 2,55\%$$

Тогда выход хвостов:

$$\gamma_{Хв} = 100 - \gamma_K = 97,45\%$$

Извлечение меди в хвосты (потери меди):

$$\gamma_{Сн/Хв} = 100 - 90 = 8\% .$$

Содержание меди в хвостах:

$$\beta_{Хв} = \frac{\varepsilon_{Сн/Хв} \cdot \alpha}{\gamma_{Хв}} = \frac{8 \cdot 0,5}{97,45} = 0,041\% .$$

Затем определяется масса полученных продуктов – медного концентрата и хвостов – по заданной производительности фабрики.

Масса медного концентрата:

$$M_K = \frac{10000 \cdot 2,55}{100} = 255 \text{ м / сут}$$

Масса хвостов:

$$M_{Хв} = 10000 - 255 = 9745 \text{ м / сут.}$$

Таблица 2.1. Баланс металла

Продукты	Выход продукта		Массовая доля меди $\beta_{Сн}, \%$	Извлечение меди $\varepsilon_{Сн}, \%$
	%	т/сут		
Си-концентрат	2,55	255	18	92
Хвосты	97,45	9745	0,041	8
Исходная руда	100	10000	0,5	100

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\% \text{ WO}_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta_K = 67\% \text{ WO}_3$  и хвосты с содержанием  $\beta_{Хв} = 0,14 \text{ WO}_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $\text{WO}_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

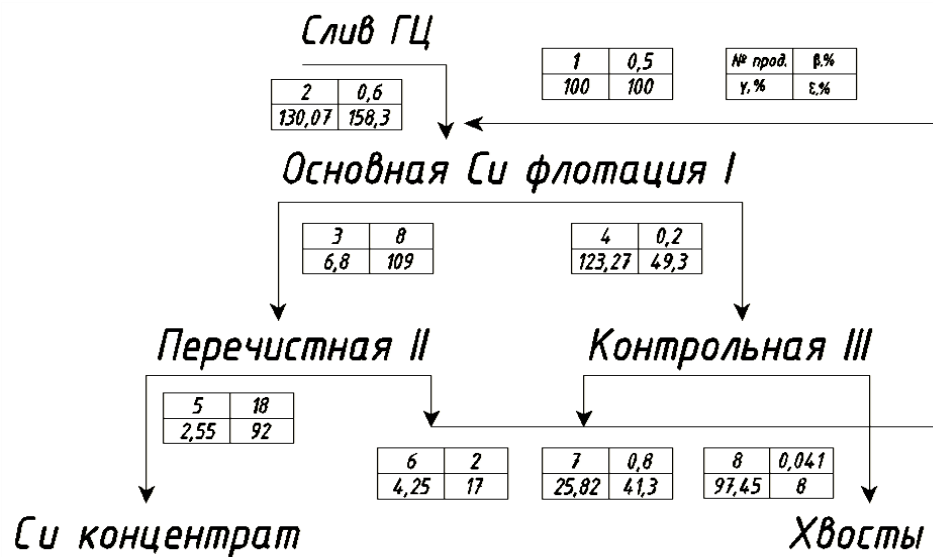


Рис.2.2. Принципиальная схема флотации медной руды

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали казилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4

### ТЕМА: РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫХ СХЕМ МОНОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

**Цель работы:** Изучение расчета качественно-количественной схемы полиметаллических руд.

Из расчетного баланса металла переносятся технологические показатели по исходному и конечному продуктам на схему, представленную на рис.2.1. Нумеруются все операции и продукты. Исходя из практики обогащения медных руд принимаются следующие значения содержаний меди в продуктах разделения:

$$\beta_3=8\%, \beta_4=0,2\%, \beta_6=2\%, \beta_7=0,8\%$$

Назначению содержания металла в продуктах разделения следует пользоваться допустимыми значениями степени обогащения (степени концентрации), которые могут быть достигнуты в различных операциях флотации. Степень обогащения в основных операциях составляет 10-20 (при расчете принципиальных схем флотации бедных руд можно принять 100-200), в перечистных 1,2-3, причём в каждой последующей операции перечистой флотации степень обогащения должна уменьшаться.

После составления и решения системы линейных уравнений для каждой операции разделения, определяются выход всех продуктов. Расчет схемы ведётся снизу вверх, т.е. от последних операций к первой.

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продуктов и по ценному компоненту.

#### **Перечистная флотация**

Уравнения баланса по массе продуктов

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6$$

Уравнения баланса по ценному компоненту

$$\gamma_3\beta_3 = \gamma_5\beta_5 + \gamma_6\beta_6$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 \\ \gamma_3\beta_3 = \gamma_5 \cdot \beta_5 + \gamma_6 \cdot \beta_6 \end{cases}$$

Из таблицы баланса металлов известно, что

$$\gamma_5 = 2,55, \text{ тогда}$$

$$\gamma_3 = 2,55 + \gamma_6$$

После подстановки в уравнение значений  $\gamma_3, \beta_3, \beta_5, \beta_6$  получается:

$$(2,55 + \gamma_6) \cdot 8 = 2,55 \cdot 18 + \gamma_6 \cdot 2$$

Это уравнение решается относительно  $\gamma_6$ , в результате чего находится  $\gamma_6=4,25$ ,  $\gamma_3=6,8$ .

#### **Контрольная флотация**

Аналогичным путем составляются уравнение баланса для операции

III

$$\begin{cases} \gamma_4 = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_4 \beta_4 = \gamma_7 \cdot \beta_7 + \gamma_8 \cdot \beta_8 \end{cases}$$

$\gamma_8 = 97,45$  (из таблицы баланса металла)

$$\gamma_4 = \gamma_7 + 97,45$$

Система уравнений решается относительно  $\gamma_7$

$$(\gamma_7 + 97,45) \cdot 0,2 = \gamma_7 \cdot 0,8 + 97,45 \cdot 0,041$$

$$\gamma_7 = 25,82. \quad \gamma_4 = 25,82 + 97,45 = 123,27.$$

По известным значениям  $\gamma_4$  и  $\gamma_6$  определяется  $\gamma_3$

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 = 2,55 + 4,25 = 6,8$$

Затем рассчитываются значения извлечения металла в каждом продукте по формуле

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$$

### Расчет баланса монометаллической руды

Технологический баланс металлов составляется по данным химических анализов руды и продуктов обогащения и сухой массы переработанной руды за определенный период времени. Технологический баланс необходим для оперативного контроля и управления ходом технологических процессов, соблюдения кондиций на получаемые концентраты и хвосты, и определения извлечения металлов в концентраты.

Баланс металла рассчитывается по технологическим показателям руды и конечных продуктов обогащения (концентрата и хвостов).

Ведем следующие обозначения:

$\alpha, \beta_k, \beta_{xв}$  - содержание ценного компонента соответственно в исходном сырье, концентрате и хвостах, %;

$\gamma_w, \gamma_k, \gamma_{xв}$  - соответственно выход исходной руды ( $\gamma_w = 100\%$ ) концентрата и хвостов, %;

$\varepsilon$  - извлечение металла в руде равно 100 %;

$\varepsilon_k$  - извлечение металла в концентрат, %

$\varepsilon_{xв}$  - извлечение металла или потери металла в хвостах, %

n- степень концентрации.

Выходом продукта обогащения называется отношение массы полученного продукта к массе переработанного исходного сырья, выраженное в процентах.

Извлечением полезного компонента называется отношение массы полезного компонента в продукте обогащения к массе того же компонента в исходном сырье, выраженное в процентах.

Степенью концентрации называется отношение содержащая полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье.

Введем формулы для вычисления выходов и извлечения по известным содержаниям ценного компонента в продуктах обогащения и в исходном сырье.

Сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного минерального сырья, принимаемому за 100 %.

Баланс по руде будет выражаться:

$$100 = \gamma_K + \gamma_{XB}$$

Используя принятые обозначения, составим баланс по ценному компоненту:

$$100\alpha = \gamma_K \beta_K + \gamma_{XB} \beta_{XB}$$

$$\text{или } 100\alpha = \gamma_K \beta_K + (100 - \gamma_K) \beta_{XB}$$

Решая уравнения относительно  $\gamma_K$ , находим:  $\gamma_K = \frac{\alpha - \beta_{XB}}{\beta_K - \beta_{XB}} \cdot 100\%$ .

Расчетная формула для выхода хвостов будет:  $\gamma_{XB} = \frac{\beta_K - \alpha}{\beta_K - \beta_{XB}} \cdot 100\%$ .

Определим извлечение компонента в концентрат:

$$\varepsilon_K = \frac{\alpha - \beta_{XB}}{\beta_K - \beta_{XB}} \cdot \frac{\beta_K}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_K \cdot \beta_K}{\alpha}, \%$$

$$\text{в хвостах } \varepsilon_{XB} = \frac{\beta_K - \alpha}{\beta_K - \beta_{XB}} \cdot \frac{\beta_{XB}}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_{XB} \cdot \beta_{XB}}{\alpha}, \%$$

$$\varepsilon = \varepsilon_K + \varepsilon_{XB} = 100\%,$$

Степень концентрации (обогащения) определяется по формуле:

$$K = \frac{\beta_K}{\alpha}$$

### **Пример расчета**

Рассчитать баланс металла при обогащении медно-порфировой руды, содержащей 0,5% меди ( $\alpha_{Cu}=0,5\%$ ); медный концентрат, полученный в результате обогащения этой руды по схеме, представленной на рис. 2.1, содержит 18% меди ( $\beta_{Cu}=18\%$ ) при извлечении меди в концентрат  $\varepsilon_{Cu}=92\%$ ; производительность фабрики равна 10000 т/сут.

Исходные данные вносим в соответствующие графы таблицы баланса металлов (табл.2.1).

Определяется выход медного концентрата:

$$\gamma_K = \frac{\varepsilon_K - \alpha}{\beta_K} = \frac{92 \cdot 0,5}{18} = 2,55\%$$

Тогда выход хвостов:

$$\gamma_{XB} = 100 - \gamma_K = 97,45\%$$

Извлечение меди в хвосты (потери меди):

$$\gamma_{Cu/XB} = 100 - 90 = 8\% .$$

Содержание меди в хвостах:

$$\beta_{XB} = \frac{\varepsilon_{Cu/XB} \cdot \alpha}{\gamma_{XB}} = \frac{8 \cdot 0,5}{97,45} = 0,041\% .$$

Затем определяется масса полученных продуктов – медного концентрата и хвостов – по заданной производительности фабрики.

Масса медного концентрата:

$$M_k = \frac{10000 \cdot 2,55}{100} = 255 \text{ т/сут}$$

Масса хвостов:

$$M_{x_6} = 10000 - 255 = 9745 \text{ т/сут.}$$

Таблица 2.1. Баланс металла

Продукты	Выход продукта		Массовая доля меди $\beta_{\text{Cu}}$ , %	Извлечение меди $\varepsilon_{\text{Cu}}$ , %
	%	т/сут		
Си-концентрат	2,55	255	18	92
Хвосты	97,45	9745	0,041	8
Исходная руда	100	10000	0,5	100

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $\text{WO}_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta_k = 67\%$   $\text{WO}_3$  и хвосты с содержанием  $\beta_{x_6} = 0,14 \text{ WO}_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $\text{WO}_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

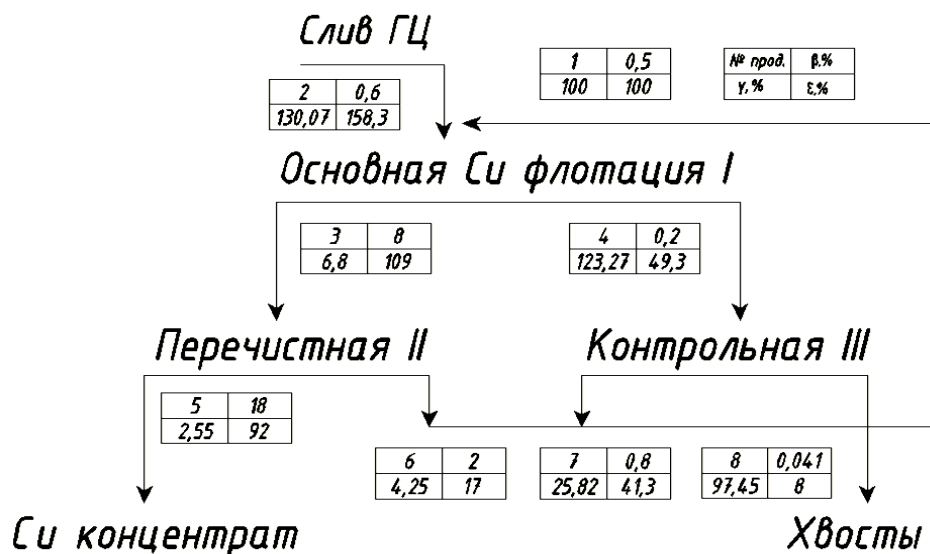


Рис.2.2. Принципиальная схема флотации медной руды

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник.  
М. Недра, 1984. 383с.



**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №5**  
**ТЕМА: РАСЧЕТ БАЛАНСА МЕТАЛЛОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ**  
**ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

**Цель работы:** Изучение расчета качественно-количественной схемы обогащения

Из расчетного баланса металлов переносятся технологические показатели по исходному и конечным продуктам на схему, представленную на рис.2.3. Поскольку расчет схемы ведется по одному компоненту (по молибдену), на схеме проставляются только те показатели, которые относятся к молибдену. Нумеруются все операции и продукты разделения. Назначаются следующие значения содержаний молибдена в продуктах разделения:

$$\beta_2=10\% \quad \beta_5=5\% \\ \beta_4=22\% \quad \beta_9=10,68\%$$

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продуктов и по ценному компоненту.

**II-перечистная:**

Уравнение баланса по массе продуктов:

$$\gamma_4 = \gamma_8 + \gamma_9$$

Уравнение баланса по ценному компоненту:

$$\gamma_4\beta_4 = \gamma_8\beta_8 + \gamma_9\beta_9$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} \gamma_4 = \gamma_8 + \gamma_9 \\ \gamma_4\beta_4 = \gamma_8 \cdot \beta_8 + \gamma_9 \cdot \beta_9 \end{cases}$$

Из таблицы баланса металлов известно  $\gamma_8 = 0,17$ , тогда  $\gamma_4 = 0,17 + \gamma_9$

Система уравнений решается аналогично случаю, рассмотренному в примере расчета схемы монометаллической руды, в результате чего находятся значения  $\gamma_9$  и  $\gamma_4$ :

$$\begin{aligned} \gamma_4 &= 0,17 + \gamma_9 \\ \gamma_4 \cdot 22 &= 0,17 \cdot 45 + \gamma_9 \cdot 10,68 \\ (0,17 + \gamma_9) \cdot 22 &= 7,65 + \gamma_9 \cdot 10,68 \\ 3,74 + 22 \cdot \gamma_9 &= 7,65 + \gamma_9 \cdot 10,68 \\ 11,32 \cdot \gamma_9 &= 3,91; \quad \gamma_9 = 0,35; \quad \gamma_4 = 0,17 + 0,35 = 0,52 \end{aligned}$$

Значения  $\beta_3$  рассчитывается из уравнений баланса для операции основной вольфрамовой флотации:

$$\gamma_3 = \gamma_6 + \gamma_7 = 0,55 + 99,28 = 99,83 \text{ (из баланса металлов)}$$

$$\gamma_3 \cdot \beta_3 = \gamma_6 \cdot \beta_6 + \gamma_7 \cdot \beta_7;$$

$$\beta_3 = \frac{\gamma_6 \cdot \beta_6 + \gamma_7 \cdot \beta_7}{\gamma_3} = \frac{0,55 \cdot 3,7 + 99,28 \cdot 0,013}{99,83} = 0,033$$

### **I-перечистка:**

$$\begin{cases} \gamma_9 + \gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_9 \cdot \beta_9 + \gamma_2 \cdot \beta_2 = \gamma_4 \cdot \beta_4 + \gamma_5 \cdot \beta_5 \end{cases}$$

В систему линейных уравнений подставляются все известные значения  $\gamma_9, \gamma_4, \beta_9, \beta_2, \beta_4, \beta_5$ , после чего ее решение сводится к нахождению  $\gamma_2$  и  $\gamma_5$ :

$$0,35 + \gamma_2 = 0,52 + \gamma_5$$

$$0,35 \cdot 10,68 + \gamma_2 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + \gamma_5 \cdot 5$$

$$\gamma_5 = \gamma_2 - 0,17$$

$$0,35 \cdot 10,68 + \gamma_2 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + (\gamma_2 - 0,17) \cdot 5$$

$$0,35 + \gamma_2 \cdot 10 = 11,44 + 5 \cdot \gamma_2 - 0,85$$

$$5 \cdot \gamma_2 = 6,74;$$

$$\gamma_2 = 1,35;$$

$$\gamma_5 = 1,35 - 0,17 = 1,18;$$

Затем рассчитываются значения извлечения металла в каждом продукте по формуле

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$$

### **Расчет баланса металлов при обогащении полиметаллических руд**

Рассчитать баланс металлов при обогащении молибдено-вольфрамовой руды, содержащей 0,11 % молибдена в виде молибденита  $\text{MoS}_2$  и 0,28 % триоксида вольфрама в виде шеелита  $\text{CaWO}_4$ . Производительность фабрики равна 5000 т\сут. Схема, представленная на рис.2, даёт возможность получить следующие технологические показатели обогащения:

- содержание молибдена в молибденовом концентрате  $\beta_{\text{Mo}} = 45\%$

- извлечения молибдена в молибденовом концентрате  $\varepsilon_{\text{Mo}} = 70\%$

- содержание триоксида вольфрама в вольфрамовом концентрате  $\beta_{\text{WO}_3} = 40\%$

- извлечение триоксида вольфрама в вольфрамовом концентрате  $\varepsilon_{\text{WO}_3} = 79\%$

- содержание триоксида вольфрама в молибденовом концентрате  $\beta_{\text{WO}_3/\text{Mo}} = 0,25\%$

- содержание молибдена в вольфрамовом концентрате  $\beta_{\text{Mo}/\text{WO}_3} = 3,7\%$

Определение выходов продуктов обогащения и степени извлечения в них металлов производится следующим образом.

Выход молибденового концентрата

$$\gamma_{\text{Mo}} = \frac{\varepsilon_{\text{Mo}} \cdot \alpha_{\text{Mo}}}{\beta_{\text{Mo}}} = \frac{45 \cdot 0,11}{70} = 0,17\%$$

Выход вольфрамового концентрата

$$\gamma_{\text{WO}_3} = \frac{\varepsilon_{\text{WO}_3} \cdot \alpha_{\text{WO}_3}}{\beta_{\text{WO}_3}} = \frac{70 \cdot 0,28}{40} = 0,55\%$$

Выход хвостов

$$\gamma_{\text{XB}} = 100 - \gamma_{\text{Mo}} - \gamma_{\text{WO}_3} = 100 - 0,17 - 0,55 = 99,28\%$$

Извлечение триоксида вольфрама в молибденовой концентрат

$$\varepsilon_{\text{WO}_3/\text{Mo}} = \frac{\beta_{\text{WO}_3/\text{Mo}} \cdot \gamma_{\text{Mo}}}{\alpha_{\text{WO}_3}} = \frac{0,17 \cdot 0,25}{0,28} = 0,15$$

Извлечение триоксида вольфрама в хвосты (потери в хвостах)

$$\varepsilon_{\text{WO}_3/\text{XB}} = 100 - \varepsilon_{\text{WO}_3/\text{Mo}} - \varepsilon_{\text{WO}_3} = 100 - 0,15 - 79 = 20,85$$

Содержание триоксида вольфрама в хвостах

$$\beta_{\text{WO}_3/\text{XB}} = \frac{\varepsilon_{\text{WO}_3/\text{XB}} \cdot \alpha_{\text{WO}_3}}{\gamma_{\text{XB}}} = \frac{20,85 \cdot 0,28}{99,28} = 0,059$$

Извлечения молибдена в вольфрамовый концентрат

$$\varepsilon_{\text{Mo}/\text{WO}_3} = \frac{\gamma_{\text{WO}_3} \cdot \beta_{\text{Mo}/\text{WO}_3}}{\alpha_{\text{Mo}}} = \frac{0,55 \cdot 3,7}{0,11} = 18,5$$

Извлечение молибдена в хвосты (потери молибдена)

$$\varepsilon_{\text{Mo}/\text{XB}} = 100 - \varepsilon_{\text{Mo}/\text{WO}_3} - \varepsilon_{\text{Mo}} = 100 - 70 - 18,5 = 11,5$$

Содержание молибдена в хвостах

$$\beta_{\text{Mo}/\text{XB}} = \frac{\varepsilon_{\text{Mo}/\text{XB}} \cdot \alpha_{\text{Mo}}}{\gamma_{\text{XB}}} = \frac{11,5 \cdot 0,11}{99,28} = 0,013$$

Баланс металлов представлен в виде табл.

Таблица 2.2. Баланс металлов для полиметаллических руд

Продукты	Выход продукта		Массовая доля $\beta, \%$		Извлечение $\varepsilon, \%$	
	%	т/сут	Mo	W	Mo	W
Mo концентрат	0,17	8,5	45	0,25	70	0,15
W концентрат	0,55	27,52	3,7	40	18,5	79
Хвосты	99,28	4964	0,013	0,059	11,5	20,85
Исходная руда	100	5000	0,11	0,28	100	100

Слив гидроциклона 80% класса -0,074мм

№	β
γ	ε

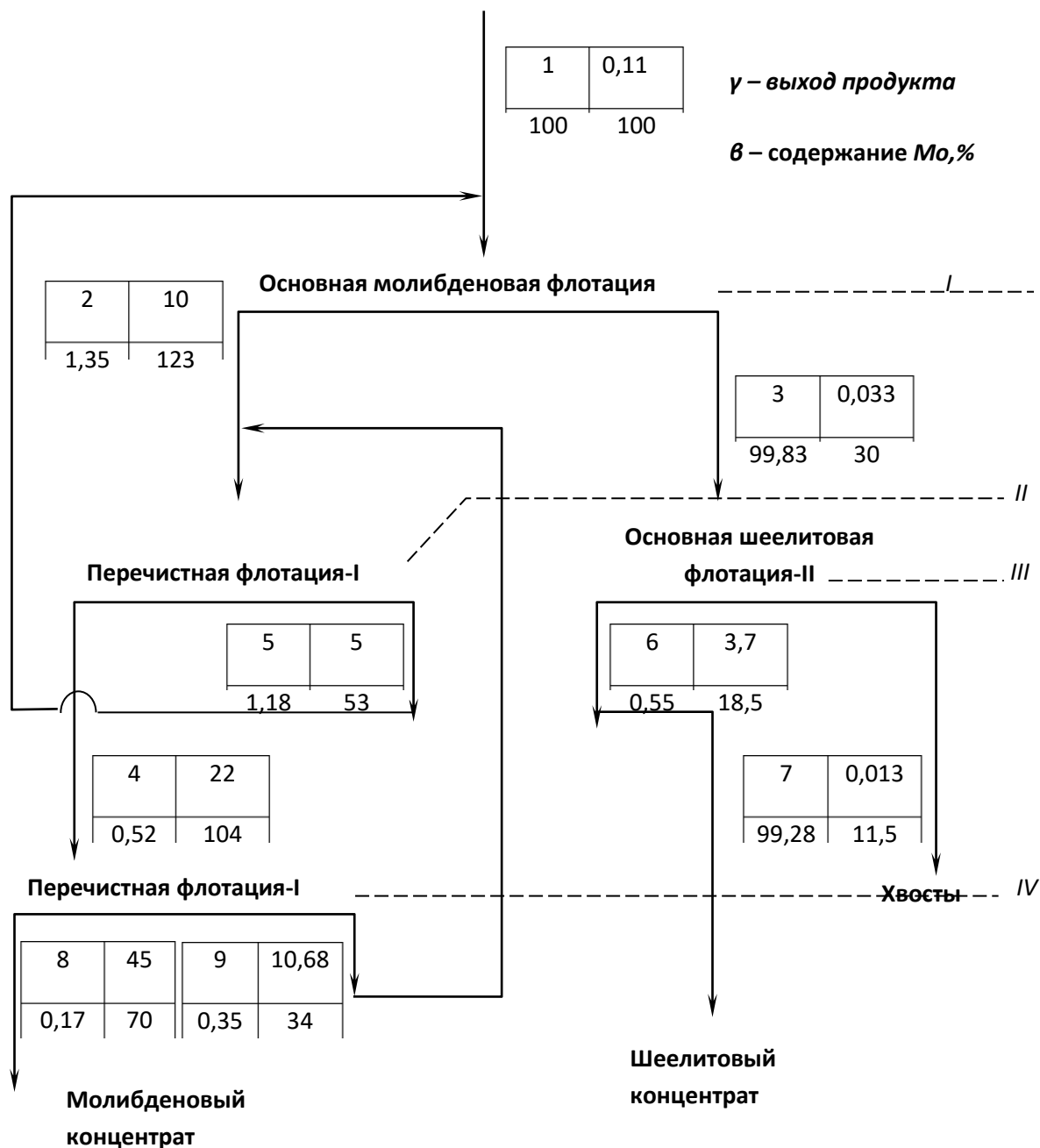


Рис.2.3. Принципиальная схема флотации молибдено-волфрамовой руды

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №6**  
**ТЕМА: РАСЧЕТ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫХ СХЕМ**  
**ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД.**

**Цель работы:** Изучение расчета качественно-количественной схемы полиметаллических руд.

***Порядок расчета схемы обогащения.***

1. По формуле  $N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + n_p - a_p) - 1$  определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (включая показатель  $\beta_1$ , относящийся к исходной руде).

2. По формуле  $N_n = c(n_p - a_p) = 2(n_p - a_p)$  определяется число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки.

3. По формуле  $N_{\text{извл. max}} = n_p - a_p$  определяется число исходных показателей извлечения, которое может быть принято для расчета схемы.

4. По формуле  $N_n = N_y + N_\beta + N_\varepsilon$  определяется число исходных показателей содержания, принимая при этом, что  $N_y = 0$  и  $N_\varepsilon = N_{\text{извл. max}}$ .

5. По данным отчетов об испытаниях обогащения руды и практики обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье, назначаются численные значения исходных показателей  $\varepsilon$ ,  $E$ ,  $\beta$  для обогащенных продуктов отдельных операций (концентратов).

6. По уравнениям, связывающим технологические показатели, находятся значения  $\varepsilon_n$  для всех продуктов схемы.

7. По формуле  $\gamma_n = \beta_1 \varepsilon_n / \beta_n$  определяются выходы для продуктов с известными значениями  $\beta_n$ .

8. Путем составления и решения уравнений баланса выходов вычисляются значения  $\gamma_n$  для всех остальных продуктов схемы.

9. По формуле  $\beta_n = \beta_1 \varepsilon_n / \gamma_n$  определяются содержания для всех остальных продуктов схемы.

Расчет схемы в абсолютных показателях производится на основании рассчитанной схемы в относительных показателях. Для расчета схемы в абсолютных показателях нужно знать вес какого-либо продукта схемы, обычно исходного. При расчете пользуются формулами:  $Q_n = Q_1 \gamma_n$  и  $P_n = P_1 \varepsilon_n$ .

***Пример расчета количественной схемы обогащения***

Рассчитать в относительных показателях схему обогащения полиметаллической руды. В схеме семь операций, из них четыре операции разделения и три — смешения. Двенадцать продуктов состоят из походной руды, восьми продуктов, получаемых в операциях разделения, и трех продуктов, получаемых в операциях смешения.

Расчет ведем по двум компонентам — твердому и полезному металлу. Следовательно,  $n = 12$ ;  $n_p = 8$ ;  $a = 7$ ;  $a_p = 4$ ;  $c = 2$ .

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 необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся 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 показателей содержания, при условии, что  $N_{\gamma} = 0$  и  $N_{\varepsilon} = 4$ .

$$N_u = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\varepsilon}; 8 = 0 + N_{\beta} + 4, N_{\beta} = 4$$

Таким образом, исходными показателями являются: один показатель, относящийся к исходной руде  $\beta_1$ , четыре показателя и четыре показателя содержатся в концентратах отдельных операций обогащения. В качестве исходных показателей для продуктов обработки на основании испытаний обогащения руды, произведенных по открытой схеме, выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения при основной флотации и перечистках, содержания в концентратах всех операций обогащения.

5. Принимаем на основании анализа результатов испытаний обогащения руды из практики действующей обогатительной фабрики численные значения исходных показателей:

*содержание металла в исходной руде  $\beta_1 = 0,5\%$ ;*

*извлечение металла в окончательный концентрат от руды  $\varepsilon_8 = 55\%$ ;*

*частное извлечение металла в концентрат второй перечистки  $E_8 = 60\%$ ;*

*то же, в концентрат первой перечистки  $E_6 = 55\%$ ;*

*то же, в концентрат медной флотации  $E_3 = 42\%$ ;*

*содержание металла в окончательном концентрате  $\beta_8 = 50\%$ ;*

*то же, в концентрате после первой перечистки  $\beta_6 = 40\%$ ;*

*то же, в концентрате медной флотации  $\beta_3 = 35\%$ ;*

*то же, в концентрате цинковой флотации  $\beta_{10} = 10\%$ .*

6. Определяем значения  $\varepsilon$ :

$$\varepsilon_6 = \varepsilon_8 / E_8 = 65/60 = 0,92 = 92\%;$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 92 - 55 = 37\%;$$

$$\varepsilon_5 = \varepsilon_6 / E_6 = 92 / 55 = 1,68 = 168\%;$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 168 - 37 = 131\%;$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 168 - 92 = 76\%;$$

$$\varepsilon_2 = \varepsilon_3 / E_3 = 131 / 42 = 3,12 = 312\%;$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 312 - 100 = 212\%;$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 312 - 131 = 181\%;$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7 = 212 - 76 = 136\%;$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 181 - 136 = 45\%.$$

Проверка:  $\varepsilon_{12} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8 = 100 - 55 = 45\%$ .

**7.** Определяем выходы продуктов 3, 6, 8 и 10 с известными значениями  $\beta_n$  (формула  $\gamma_n = \beta_1 \varepsilon_n / \beta_n$ ):

$$\gamma_3 = 1,87\%; \quad \gamma_6 = 1,15\%; \quad \gamma_8 = 0,55\%; \quad \gamma_{10} = 6,8\%.$$

**8.** Определяем выходы всех остальных продуктов схемы по уравнениям баланса:

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 1,15 - 0,55 = 0,6\%;$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_9 = 1,87 + 0,6 = 2,47\%;$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 2,47 - 1,15 = 1,32\%;$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10} = 1,32 + 6,8 = 8,12\%;$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11} = 100 + 212 = 312\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3 = 312 - 1,87 = 310,13\%;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10} = 310,13 - 6,8 = 303,3\%;$$

**9.** Определяем содержание металла в продуктах 2, 4, 5, 7, 9, 11, 12 (формула  $\beta_n = \beta_1 \varepsilon_n / \gamma_n$ ):

$$\beta_2 = 0,5\%; \quad \beta_4 = 0,3\%; \quad \beta_5 = 34,01\%; \quad \beta_7 = 28,79\%; \quad \beta_9 = 30,84\%; \quad \beta_{11} = 13,06\%; \quad \beta_{12} = 0,08\%.$$

**10.** Определяем вес продуктов (формула  $O_n = O_1 \gamma_n$ ). Производительность обогатительной фабрики по руде принимаем равной 874 т/ч.

$$Q_2 = 850 \cdot 3,12 = 2652;$$

$$Q_3 = 850 \cdot 0,0187 = 15,9;$$

$$Q_4 = 850 \cdot 3,1 = 2635;$$

$$Q_5 = 850 \cdot 0,0247 = 21;$$

$$Q_6 = 850 \cdot 0,0115 = 9,78;$$

$$Q_7 = 850 \cdot 0,00132 = 11,22;$$

$$Q_8 = 850 \cdot 0,0055 = 4,68;$$

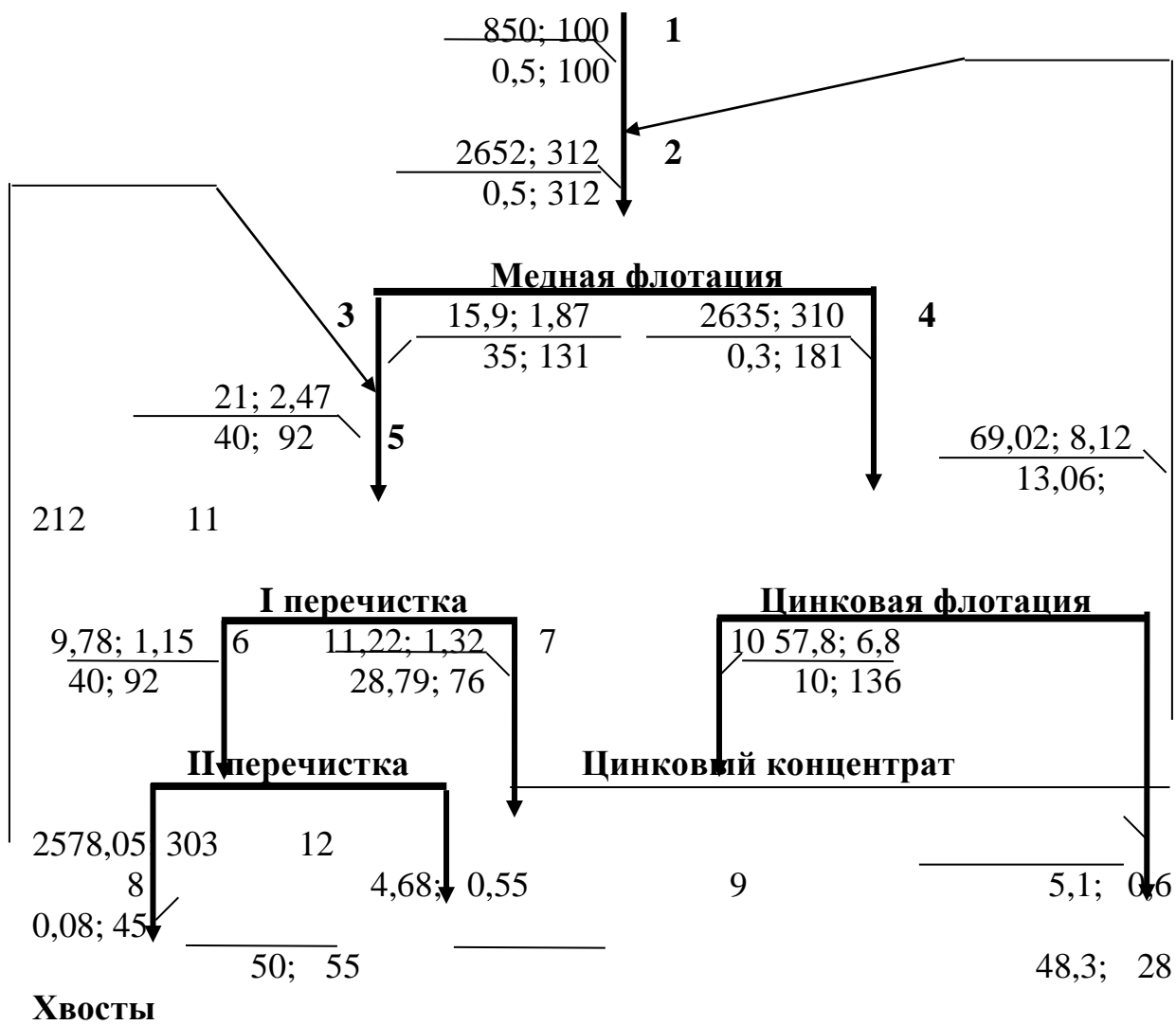
$$Q_9 = 850 \cdot 0,006 = 5,1;$$

$$Q_{10} = 850 \cdot 0,068 = 57,8;$$

$$Q_{11} = 850 \cdot 0,081 = 69,02;$$

$$Q_{12} = 850 \cdot 3,033 = 2578,05.$$

Рассчитанная количественная схема обогащения записывается по особой форме в таблицу и изображается на графиках (табл. 6, рис. 14).



Медный концентрат

рис.14. Результаты количественной схемы обогащения

Таблица. 6.

№ операции и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q т/час	γ, %	β, %	ε, %
I	Медная флотация Поступает:				



<b>1</b>	слив классификатора (руда).....	850	100	0,5	100
<b>11</b>	объединенный промпродукт.....	69,02	8,12	13,06	212
<b>2</b>	Итого.....	2652	312	0,5	312
<b>3</b>	Выходит: концентрат медной флотации.....	15,9	1,87	35	131
<b>4</b>	хвосты медной флотации.....	2635	310	0,3	181
	Итого.....	2650,9	311,87	35,3	312
<b>№ операции и продуктов</b>	<b>Наименование операций и продуктов</b>	<b>Q т/час</b>	<b>γ, %</b>	<b>β, %</b>	<b>ε, %</b>
<b>II</b>	<i>Первая перечистка концентрата.....</i> Поступает:				
<b>3</b>	концентрат медной флотации.....	15,9	1,87	35	131
<b>9</b>	хвосты второй перечистки концентрата.....	5,1	0,6	30,84	37
<b>5</b>	Итого.....	21	2,47	65,84	168
	Выходит:				
<b>6</b>	концентрат первой перечистки.....	9,78	1,15	40	92
<b>7</b>	хвосты первой перечистки.....	11,22	1,32	28,79	76
	Итого.....	21	2,47	34,01	168
<b>III</b>	<i>Вторая перечистка концентрата.....</i> Поступает:				
<b>6</b>	концентрат первой перечистки.....	9,78	1,15	40	92
	Выходит:				
<b>8</b>	окончательный концентрат.....	4,68	0,55	50	55
<b>9</b>	хвосты второй перечистки.....	5,1	0,6	30,84	37

	Итого.....	9,78	1,15	40	92
<b>IV</b>	<i>Цинковая флотация</i> Поступает:				
<b>4</b>	хвосты основной флотации.....	2635	310	0,3	181
	Выходит:				
<b>10</b>	концентрат цинковой флотации.....	57,8	6,8	10	136
<b>12</b>	Хвосты окончательные.....	2578,05	303	0,08	45
	Итого:	2635	310	0,3	181

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## **ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №7**

### **ТЕМА: ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

**Цель работы:** Выбор принципиальной схемы флотации для отдельных типов полиметаллических руд

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 отдельным 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 лее 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 двух стадийной 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 порфириновых 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 опшамования 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 отдельной 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.

#### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

и комплексное использование твердых полезных ископаемых» Москва. МГГУ 2004

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №8**  
**ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ КОЛЛЕКТИВНЫЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ**  
**СХЕМЫ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД.**

**Цель работы:** : выбор и расчет коллективные флотационные схемы полиметаллических руд.

коллективной флотации позволяет, по сравнению со схемой прямой селективной флотацией руды:

-снизить затраты на измельчение благодаря возможности выделения пустой породы в коллективных циклах флотации при грубом измельчении руды;

-сократить фронт флотации в результате сокращения числа циклов флотации, через которые проходит основной поток пульпы;

-снизить эксплуатационные затраты на 30 %;

-осуществить полный водооборот в коллективных циклах флотации и в результате этого сократить расход реагентов.

**Расчет качественно-количественной схеме Исходные данные для расчета качественно-количественной схеме**

Содержание меди в исходной руде –  $\alpha^{Медь}_{13} = 0,5\%$

Содержание молибдена в исходной руде –  $\alpha^{Мо}_{13} = 0,04\%$

Извлечение меди в окончательный концентрат –  $\epsilon^{Медь}_{17} = 68\%$

Извлечение меди в коллективный концентрат –  $\epsilon^{Медь}_{15} = 86\%$

Извлечение меди в цинковый концентрат –  $\epsilon^{Медь}_{21} = 4\%$

Извлечение молибдена в окончательный концентрат –

$\epsilon^{Мо}_{21} = 77\%$  Извлечение молибдена в хвосты медной флотации

–  $\epsilon^{Мо}_{18} = 98\%$  Извлечение молибдена в концентрат

контрольной флотации –  $\epsilon^{Мо}_{19} = 18\%$  Извлечение молибдена в

коллективный концентрат –  $\epsilon^{Мо}_{15} = 104\%$  Выход

коллективного концентрата –  $\gamma_{15} = 36\%$  Выход медного

концентрата –  $\gamma_{17} = 14\%$  Выход молибденового концентрата –

$\gamma_{21} = 15\%$

Выход концентрата контрольной флотации –  $\gamma_{19} = 28\%$

**Определяем выхода продуктов**

**обогащения**  $\gamma_{18} = \gamma_{15} - \gamma_{17} = 36 - 14 = 22\%$

$\gamma_{22} = \gamma_{18} - \gamma_{21} = 22 - 15 = 7\%$

$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{19} + \gamma_{22} = 100 + 28 + 7 = 135\%$

$\gamma_{16} = \gamma_{14} - \gamma_{15} = 135 - 36 = 99\%$

$\gamma_{20} = \gamma_{16} - \gamma_{19} = 99 - 28 = 71\%$

**Определяем массы продуктов обогащения**

$Q_{13} = 1278,9 \text{ т/ч.}$

$Q_{14} = Q_{13} \times \gamma_{14} = 127,89 \times 1,35 = 172,6 \text{ т/ч}$

$$\begin{aligned}
Q_{15} &= Q_{13} \times \gamma_{15} = 127,89 \times 0,36 = 46,0 \text{ т/ч} \\
Q_{16} &= Q_{13} \times \gamma_{16} = 127,89 \times 0,99 = 126,6 \text{ т/ч} \\
Q_{17} &= Q_{13} \times \gamma_{17} = 127,89 \times 0,14 = 17,9 \text{ т/ч} \\
Q_{18} &= Q_{13} \times \gamma_{18} = 127,89 \times 0,22 = 28,1 \text{ т/ч} \\
Q_{19} &= Q_{13} \times \gamma_{19} = 127,89 \times 0,28 = 35,8 \text{ т/ч} \\
Q_{20} &= Q_{13} \times \gamma_{20} = 127,89 \times 0,71 = 90,8 \text{ т/ч} \\
Q_{21} &= Q_{13} \times \gamma_{21} = 127,89 \times 0,15 = 19,1 \text{ т/ч} \\
Q_{22} &= Q_{13} \times \gamma_{22} = 127,89 \times 0,07 = 8,9 \text{ т/ч}
\end{aligned}$$

**Определяем извлечение продуктов обогащения Для меди**

$$\varepsilon_{13}^{\text{медь}} = 100 \%$$

$$\varepsilon_{18}^{\text{медь}} = \varepsilon_{15}^{\text{медь}} - \varepsilon_{17}^{\text{медь}} = 86 - 68 = 28 \%$$

$$\varepsilon_{22}^{\text{медь}} = \varepsilon_{18}^{\text{медь}} - \varepsilon_{21}^{\text{медь}} = 28 - 14 = 14 \%$$

$$\varepsilon_{14}^{\text{медь}} = \varepsilon_{13}^{\text{медь}} + \varepsilon_{22}^{\text{медь}} + \varepsilon_{19}^{\text{медь}} = 100 + 14 + 10 = 124 \%$$

$$\varepsilon_{16}^{\text{медь}} = \varepsilon_{14}^{\text{медь}} - \varepsilon_{15}^{\text{медь}} = 124 - 86 = 38 \%$$

$$\varepsilon_{20}^{\text{медь}} = \varepsilon_{13}^{\text{медь}} - \varepsilon_{17}^{\text{медь}} + \varepsilon_{21}^{\text{медь}} = 100 - 68 + 4 = 28 \%$$

$$\varepsilon_{19}^{\text{медь}} = \varepsilon_{16}^{\text{медь}} - \varepsilon_{20}^{\text{медь}} = 38 - 28 = 10 \%$$

**для Молибдена**

$$\varepsilon_{13}^{\text{Mo}} = 100 \%$$

$$\varepsilon_{22}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{18}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{21}^{\text{Mo}} = 98 - 77 = 11 \%$$

$$\varepsilon_{14}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{22}^{\text{Mo}} +$$

$$\varepsilon_{19}^{\text{Mo}} = 100 + 11 + 18 = 129 \%$$

$$\varepsilon_{15}^{\text{Mo}} = 129 - 94 = 35 \%$$

$$\varepsilon_{17}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{15}^{\text{Mo}} -$$

$$\varepsilon_{18}^{\text{Mo}} = 104 - 98 = 6 \%$$

$$\varepsilon_{20}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{17}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{21}^{\text{Mo}} = 100 - 6 + 77 = 17 \%$$

$$\varepsilon_{19}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{16}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{20}^{\text{Mo}} = 35 - 17 = 18 \%$$

**Определяем количество металлов в продуктах обогащения**

$$\begin{aligned}
\boxed{n} &= \frac{\boxed{n} \times \boxed{X}}{\boxed{n}}
\end{aligned}$$

**Для меди**

- $_{14}=124 \times 0,5 / 135=0,46\%$
- $_{15}=86 \times 0,5 / 36=1,19\%$
- $_{16}=38 \times 0,5 / 99=0,19\%$
- $_{17}=68 \times 0,5 / 14=2,43\%$
- $_{18}=28 \times 0,5 / 22=0,64\%$
  
- $_{19}=10 \times 0,5 / 28=0,18\%$
- $_{20}=28 \times 0,5 / 71=0,2\%$
- $_{21}=14 \times 0,5 / 15=0,46\%$
  
- $_{22}=14 \times 0,5 / 7=1\%$

### ***Для молибдена***

- $_{14}=129 \times 0,04 / 135=0,04\%$
- $_{15}=94 \times 0,04 / 36=0,1\%$
  
- $_{16}=35 \times 0,04 / 99=0,01\%$
- $_{17}=6 \times 0,04 / 14=0,017\%$
- $_{18}=98 \times 0,04 / 22=0,18\%$
  
- $_{19}=18 \times 0,04 / 28=0,025\%$
- $_{20}=17 \times 0,04 / 71=0,009\%$
  
- $_{21}=77 \times 0,04 / 15=0,2\%$
- $_{22}=11 \times 0,04 / 7=0,06\%$

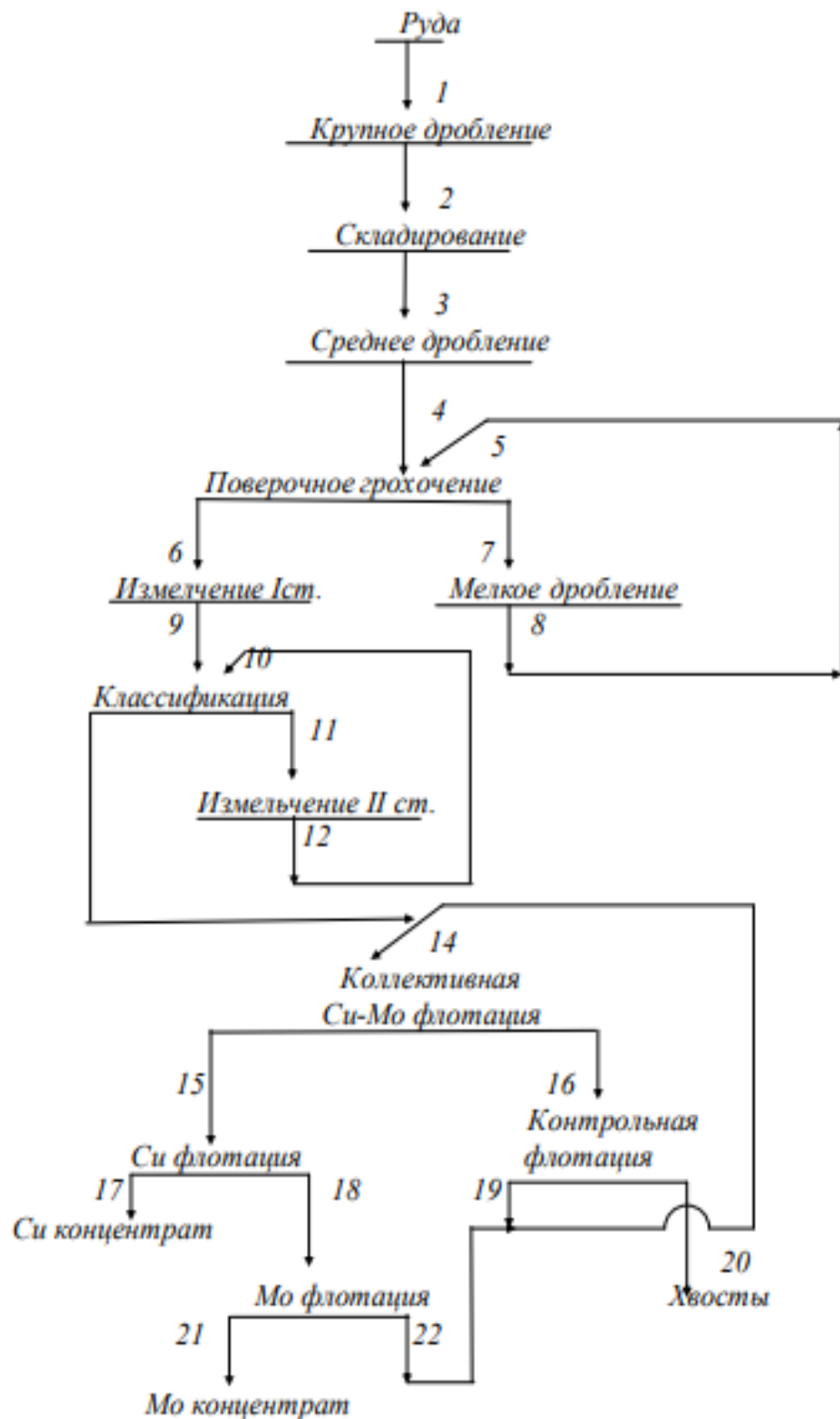
### ***Расчет водно-шламовой схемы***

Целью расчета водно-шламовой схемы является: обеспечение оптимальных отношений

Ж:Т в операциях схемы; определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания; определение отношений Ж:Т в продуктах схемы; определение общей потребности воды и удельного расхода воды на тонну перерабатываемой руды.

Для получения высоких технологических показателей переработки руды каждую операцию технологической схемы необходимо проводить при оптимальных значениях отношения Ж:Т. Эти значения устанавливаются по данным испытаний обогатимости руды и практики работы действующих обогатительных фабрик.

Относительно низкий удельный расход воды на тонну перерабатываемой руды объясняется наличием на проектируемой фабрике внутрифабричного водооборота, так как сливы сгустителей подаются в цикл измельчение - классификация. Расход воды на смыв полов, промывку аппаратов и на другие цели составляет 10-15% от общего расхода.



*Технологическая схема обогащения медно-молибденовых руд*

**ТАБЛИЦА КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ**

№ операции прод.	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	R	W
1	2	3	4		
<b>I</b>	<b>Измельчение I стадии</b>				
	поступает				
6	дроблёная руда	127,89	100	0,025	3,197
	выходит				
9	измельчённая руда	127,89	100	0,3	38,367
<b>II</b>	<b>Классификация</b>				
	поступает				
9	Измельченный продукт I ст измельчения	127,89	100	0,3	38,367
12	Измельченный продукт II ст .измельчения	88,43	69	0,5	44,215
	выходит				
13	слив	127,89	100	4	511,56
11	пески	88,43	69	0,4	35,372
<b>III</b>	<b>Измельчение II стадии</b>				
	поступает				
11	Пески классификации	88,43	69	0,4	35,372
	выходит				
12	Измельченный продукт	88,43	69	0,6	53,04
<b>IV</b>	<b>Коллективная Си-Мо флотация</b>				
	поступает				
13	Слив классификации	127,89	100	3	383,67
19	Концентрат контрольной флотации	35,8	28	1	35,8092
22	Хвосты Мо флотации	8,9	7	2	62,66
	выходит				
15	концентрат	46,04	36	1	46,04
16	хвосты	126,6	99	2	253,22
<b>V</b>	<b>Контрольная флотация</b>				
	поступает				
16	Хвосты коллективной флотации	126,6	99	2	253,22
	выходит				
19	концентрат	35,8	28	1	35,81
20	хвосты	90,81	71	2	181,603
<b>VI</b>	<b>Си флотация</b>				
	поступает				
15	Концентрат коллективной флотации	46,04	36	1	46,04
	выходит				
17	концентрат	17,9	14	1	17,9046
18	хвосты	28,1	22	2	56,28
	<b>Mo флотация</b>				
	поступает				
18	Хвосты медной флотации	28,1	22	2	56,28
	выходит				
21	концентрат	19,1	15	1	19,1835
22	хвосты	8,9	7	2	17,94



### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №9

### ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ СЕЛЕКТИВНЫЕ ФЛОТАЦИОННЫЕ СХЕМЫ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД.

**Цель работы:** : выбор и расчет селективные флотационные схемы полиметаллических руд.

По схеме прямой селективной флотации (см. рис. 1.19. а) производится последовательное выделение полезных минералов в отдельные концентраты, что возможно, если подавляемые в начале флотации минералы поддаются последовательной активации. Обычно сначала выделяют легкофлотирующиеся минералы, затем труднофлотирующиеся.

Недостатками таких схем являются:

- необходимость измельчения всей руды до достаточно полноты раскрытия сростков полезных минералов между собой и с минералами пустой породы;

- необходимость установки большого числа флотационных машин, поскольку основной поток пульпы последовательно проходит все циклы флотации;

- большой расход реагентов, поскольку в каждом последующем цикле необходимо радикально менять не только соотношение концентраций реагентов в пульпе, но и их номенклатуру, чтобы избирательно нейтрализовать депрессирующее действие реагентов и обеспечить активную флотацию только определенной группы минералов в каждом цикле;

- трудность селективной флотации близких по своим флотационным свойствам минералов, например сульфидов меди и сшита;

- трудности осуществления полного водооборота на обогатительной фабрике.

Отмеченные недостатки схем прямой селективной флотации и ил и юте я причиной более широкого распространения на практике коллективно-селективных схем флотации и схем с предварительной коллективной флотацией всех полезных минералов. Последние особенно перспективны для обогащения бедных руд с агрегатной вкрапленностью полезных минералов.

В этом случае основная масса отвальных хвостов (а иногда и все хвосты) выделяется в коллективном цикле после грубого измельчения, обеспечивающего раскрытие сростков агрегатов полезных минералов с пустой породой. Тонкому измельчению, необходимому для разрушения агрегатов полезных минералов, подвергается лишь небольшое количество коллективного концентрата, после десорбции с его поверхности собирателя.

Применение коллективно-селективных схем и схем с предварительной –

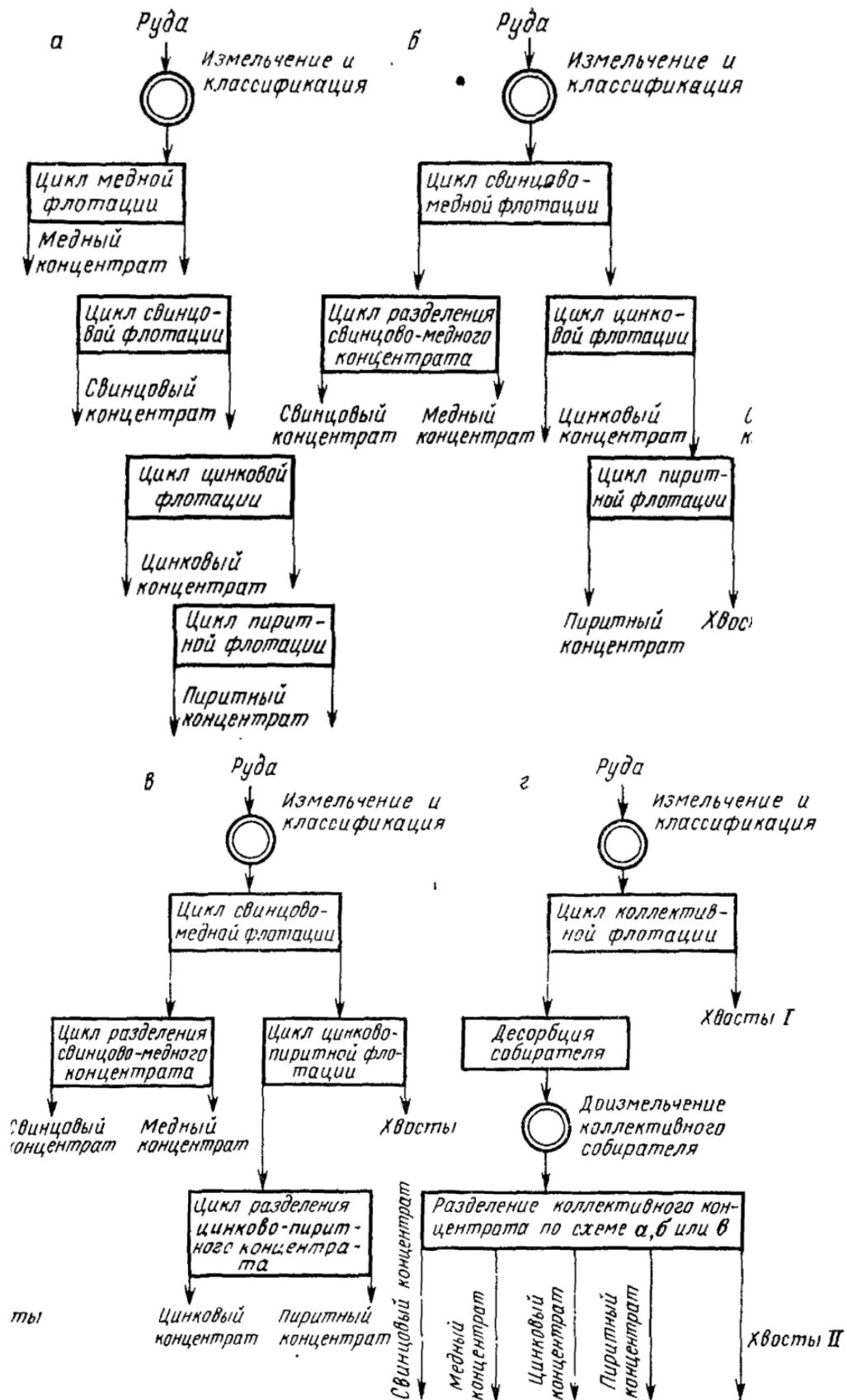


Рис. 1.19. Принципиальные схемы флотационного обогащения полиметаллических руд

Медно-цинковые руды относятся к наиболее сложным для селективной флотации. Как отмечалось выше, это объясняется прежде всего сложностью их вещественного состава, характером вкрапленности ценных минералов,

близостью флотационных свойств минералов меди и цинка. Медно-цинковые руды обогащаются по схеме прямой селективной или коллективно-селективной флотации.

При прямой селективной флотации измельчение руды осуществляется до крупности 85–95 % класса  $-0,074$  мм, когда происходит раскрытие основной массы тонковкрапленных зерен халькопирита, сфалерита и пирита. В измельчение подаются реагенты для флотации халькопирита и подавления сфалерита и пирита. Из хвостов медной флотации после активации сфалерита медным купоросом получают цинковый концентрат. Такая схема применяется при флотации медно-цинковых вкрапленных и сплошных руд, в которых медные минералы представлены в основном халькопиритом, а сфалерит не активирован ионами меди. Селективная флотация медно-цинковых руд применяется на Сибайской фабрике, фабриках «Руттен», «Фокс», «Экстол» и «Квемонт» (Канада), а также на фабриках Финляндии и Норвегии. На обогатительной фабрике Сибайского медно-серного комбината перерабатываются медно-цинковые руды, которые отличаются химическим и минеральным составом, размером и характером вкрапленности, текстурными особенностями и физико-химическими свойствами. Медные и медно-цинковые руды представлены как колчеданным, так и вкрапленным типом. Во всех рудах основным рудным минералом является пирит. Основной медный минерал – халькопирит. Цинк представлен сфалеритом.

Руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью сульфидных минералов, вплоть до эмульсионной вкрапленности халькопирита в сфалерите. Отделение их возможно лишь при измельчении до 95–100 % класса  $-0,044$  мм. Пирит имеет полидисперсную вкрапленность, и его отделение от других сульфидных минералов происходит при измельчении до 75–80 % класса  $-0,074$  мм.

Неравномерная и сложная вкрапленность минералов вызвала необходимость применения трехстадиальной схемы измельчения. Крупность измельченной руды перед флотацией составляет 92–93 % класса  $-0,074$  мм, а степень раскрытия минералов меди – 75–77 % ( вместо 65–70 % по двухстадиальной схеме), цинка – 65–74 % ( вместо 55–60 %).

Для подавления сфалерита в измельчение подаются сульфит натрия (50 г/т) и цинковый купорос (50 г/т), для подавления пирита – известь (400 г/м<sup>3</sup> свободной CaO). Медная флотация проводится с подачей бутилового ксантогената (90–150 г/т) и пенообразователей бутилового дитиофосфата и флотомасла. Цинковая флотация осуществляется при щелочности пульпы 800–900 г/м<sup>3</sup> свободной CaO после активации сфалерита медным купоросом (400 г/т). Расход ксантогената на цинковую флотацию составляет 90–140 г/т.

В перерасчетных операциях цинкового цикла щелочность пульпы повышается до 1 300 г/м<sup>3</sup> свободной CaO. Однако, несмотря на это, содержание цинка в цинковом концентрате не превышает 29–30 %, поэтому он подвергается обезжелезиванию и обезмеднению (медно-пиритной флотации). Перед основной медно-пиритной флотацией пульпу сгущают до 76 % твердого и перемешивают с FeSO<sub>4</sub> до содержания свободной CaO 140–350 г/м<sup>3</sup>. В

основную медно-пиритную флотацию подают соду (230 г/т), цинковый купорос (1 150 г/т) и ксантогенат (570 г/т).

После обезмеживания содержание меди в цинковом концентрате снижается с 0,79 до 0,56 %, а содержание цинка возрастает до 51–52 %. Полученный при обезмеживании медно-пиритный продукт присоединяется к медному концентрату, который содержит 19–20 % Cu при извлечении 83–84 %. Получаемый пиритный концентрат содержит 45–46 % S при извлечении 74–75 %.

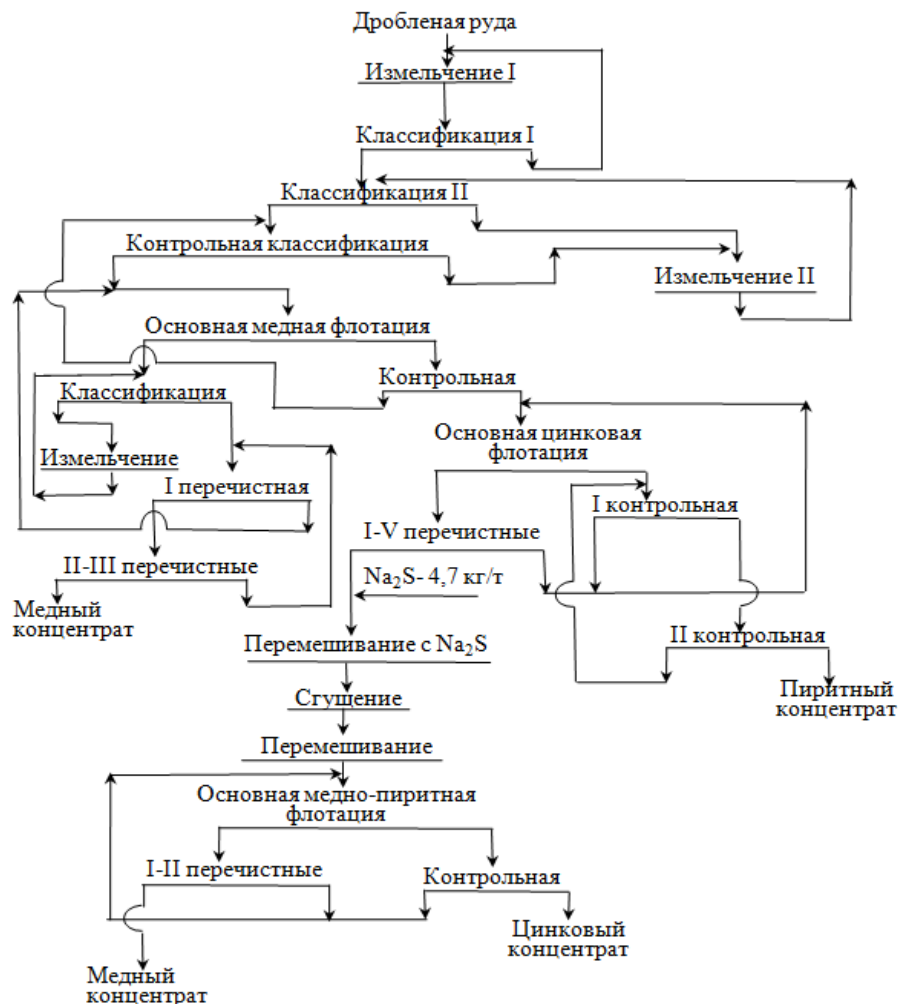


Схема селективной флотации медно-цинковых руд

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №10

### ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ МЕДНЫХ РУД.

**Цель работы:** Изучение выбор и расчет технологические схемы флотации медных руд.

Для расчёта второго цикла флотации приводится его схема с ранее обозначенными продуктами

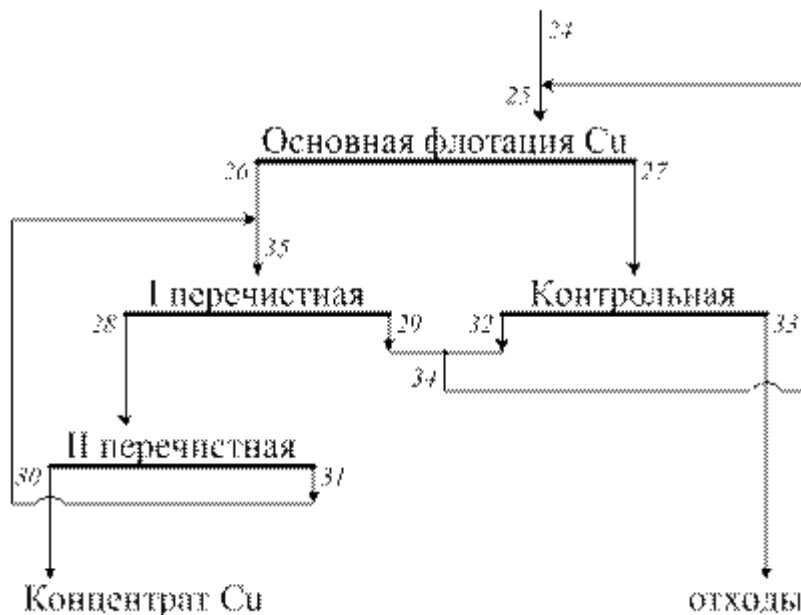


Рис.4. технологические схемы флотации медных руд.

Расчёт ведётся по двум продуктам: твёрдому и полезному металлу – меди. Необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обогащения, определяется формулой (2):  $N_n = C(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8$ . По формулам (8) и (9) определяются отдельные компоненты числа  $N_n$ :  $N_\gamma = 0$ ;  $N_\varepsilon = n_p - a_p = 8 - 4 = 4$ ;  $N_\beta = N_n - N_\varepsilon = 8 - 4 = 4$ .

Таким образом, для расчёта цикла медной флотации исходными показателями являются:

- а) два показателя, относящиеся к исходным данным ( $Q_I$  и  $\alpha^{Cu}$ );
- б) четыре показателя извлечения меди в продукты флотации;
- с) четыре показателя содержания меди в концентратах операций.

На основании практики работы обогатительных фабрик, обогащающих аналогичные руды, принимаются следующие численные значения исходных показателей:

- извлечение меди в окончательный концентрат  $\varepsilon_{30} = 48,03\%$ ;
- частное извлечение в тот же продукт  $E_{30} = 96,92\%$ ;
- частное извлечение в концентрат I перефлотации  $E_{28} = 80,14\%$ ;
- частное извлечение в концентрат основной флотации  $E_{26} = 49,81\%$ ;
- содержание меди в кондиционном концентрате  $\beta_{30} = 16,61\%$ ;
- содержание в концентрате I перефлотации  $\beta_{28} = 13,72\%$ ;
- содержание в концентрате основной флотации  $\beta_{26} = 9,59\%$ ;

· содержание в пенном продукте контрольной флотации  $\beta_{32}=1,86\%$ ;

Далее определяются показатели, необходимые для полной характеристики каждого продукта, т. е.  $\varepsilon, \gamma, \beta, Q$ .

$$\varepsilon_{28} = \frac{\varepsilon_{30}}{E_{30}} \cdot 100\% = \frac{48,03}{96,92} \cdot 100\% = 49,56\%;$$

$$\varepsilon_{35} = \frac{\varepsilon_{28}}{E_{28}} \cdot 100\% = \frac{49,56}{80,14} \cdot 100\% = 61,84\%;$$

$$\varepsilon_{31} = \varepsilon_{28} - \varepsilon_{30} = 49,56 - 48,03 = 1,53\%;$$

$$\varepsilon_{29} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{28} = 61,84 - 49,56 = 12,28\%;$$

$$\varepsilon_{26} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{31} = 61,84 - 1,53 = 60,31\%;$$

$$\varepsilon_{25} = \frac{\varepsilon_{26}}{E_{26}} \cdot 100\% = \frac{60,31}{49,81} \cdot 100\% = 121,08\%;$$

$$\varepsilon_{34} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{24} = 121,08 - 99,92 = 21,16\%;$$

$$\varepsilon_{32} = \varepsilon_{34} - \varepsilon_{29} = 21,16 - 12,28 = 8,88\%;$$

$$\varepsilon_{27} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{26} = 121,08 - 60,31 = 60,77\%;$$

$$\varepsilon_{33} = \varepsilon_{27} - \varepsilon_{32} = 60,77 - 8,88 = 51,89\%;$$

Проверка:  $\varepsilon_{24} = \varepsilon_{30} + \varepsilon_{33} = 48,03 + 51,89 = 99,92\%$ .

$$\gamma_{26} = \frac{\alpha\varepsilon_{26}}{\beta_{26}} = \frac{1,9 \cdot 60,31}{9,59} = 11,95\%;$$

$$\gamma_{28} = \frac{\alpha\varepsilon_{28}}{\beta_{28}} = \frac{1,9 \cdot 49,56}{13,72} = 6,86\%;$$

$$\gamma_{30} = \frac{\alpha\varepsilon_{30}}{\beta_{30}} = \frac{1,9 \cdot 48,03}{16,61} = 5,49\%;$$

$$\gamma_{32} = \frac{\alpha\varepsilon_{32}}{\beta_{32}} = \frac{1,9 \cdot 8,88}{1,86} = 9,07\%;$$

$$\gamma_{31} = \gamma_{28} - \gamma_{30} = 6,86 - 5,49 = 1,37\%;$$

$$\gamma_{35} = \gamma_{26} + \gamma_{31} = 11,95 + 1,37 = 13,32\%;$$

$$\gamma_{29} = \gamma_{35} - \gamma_{28} = 13,32 - 6,86 = 6,46\%;$$

$$\gamma_{34} = \gamma_{29} + \gamma_{32} = 6,46 + 9,07 = 15,53\%;$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{24} + \gamma_{34} = 99,76 + 15,53 = 115,29\%;$$

$$\gamma_{27} = \gamma_{25} - \gamma_{26} = 115,29 - 11,95 = 103,34\%;$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{27} - \gamma_{32} = 103,34 - 9,07 = 94,27\%.$$

Проверка:  $\gamma_{24} = \gamma_{30} + \gamma_{33} = 5,49 + 94,27 = 99,96\%$ ;

$$\beta_{24} = \frac{\alpha\varepsilon_{24}}{\gamma_{24}} = \frac{1,9 \cdot 99,92}{99,76} = 1,90\%;$$

$$\beta_{25} = \frac{\alpha\varepsilon_{25}}{\gamma_{25}} = \frac{1,9 \cdot 121,08}{115,29} = 2,00\%;$$

$$\beta_{27} = \frac{\alpha\varepsilon_{27}}{\gamma_{27}} = \frac{1,9 \cdot 60,77}{103,34} = 1,18\%;$$

$$\beta_{29} = \frac{\alpha\varepsilon_{29}}{\gamma_{29}} = \frac{1,9 \cdot 12,28}{6,46} = 3,61\%;$$

$$\beta_{31} = \frac{\alpha\varepsilon_{31}}{\gamma_{31}} = \frac{1,9 \cdot 1,53}{1,37} = 2,12\%;$$

$$\beta_{33} = \frac{\alpha\varepsilon_{33}}{\gamma_{33}} = \frac{1,9 \cdot 51,89}{94,27} = 1,05\%;$$

$$\beta_{34} = \frac{\alpha\varepsilon_{34}}{\gamma_{34}} = \frac{1,9 \cdot 21,16}{15,53} = 2,59\%;$$

$$\beta_{35} = \frac{\alpha\varepsilon_{35}}{\gamma_{35}} = \frac{1,9 \cdot 61,84}{13,32} = 8,82\%;$$

$$Q_{24} = \gamma_{24} \cdot Q_1 = 0,9976 \cdot 2400 = 2394,24 \text{ т/сут};$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \cdot Q_1 = 1,1529 \cdot 2400 = 2766,96 \text{ т/сут};$$

$$Q_{26} = \gamma_{26} \cdot Q_1 = 0,1195 \cdot 2400 = 286,80 \text{ т/сут};$$

$$Q_{27} = \gamma_{27} \cdot Q_1 = 1,0334 \cdot 2400 = 2480,16 \text{ т/сут};$$

$$Q_{28} = \gamma_{28} \cdot Q_1 = 0,0686 \cdot 2400 = 164,64 \text{ т/сут};$$

$$Q_{29} = \gamma_{29} \cdot Q_1 = 0,0646 \cdot 2400 = 155,04 \text{ т/сут};$$

$$Q_{30} = \gamma_{30} \cdot Q_1 = 0,0549 \cdot 2400 = 131,76 \text{ т/сут};$$

$$Q_{31} = \gamma_{31} \cdot Q_1 = 0,0137 \cdot 2400 = 32,88 \text{ т/сут};$$

$$Q_{32} = \gamma_{32} \cdot Q_1 = 0,0907 \cdot 2400 = 217,68 \text{ т/сут};$$

$$Q_{33} = \gamma_{33} \cdot Q_1 = 0,9427 \cdot 2400 = 2262,48 \text{ т/сут};$$

$$Q_{34} = \gamma_{34} \cdot Q_1 = 0,1553 \cdot 2400 = 372,72 \text{ т/сут};$$

$$Q_{35} = \gamma_{35} \cdot Q_1 = 0,1332 \cdot 2400 = 319,68 \text{ т/сут};$$

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.



3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №11

### ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

**Цель работы:** Изучение выбор и расчет технологические схемы флотации молибденовых руд

Молибден относится к группе редких металлов. Известно около двадцати молибденовых минералов, из которых промышленное значение имеют лишь четыре: молибденит ( $\text{MoS}_2$ ), повеллит ( $\text{CaMoO}_4$ ), ферримолибдит ( $3\text{MoO}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ ) и вульфенит ( $\text{PbMoO}_4$ ).

Молибденит - самый распространенный молибденовый минерал, мировая добыча молибдена на 98 % осуществляется за счет его извлечения из молибденита. Этот минерал имеет слоистую структуру, - каждый слой из атомов молибдена расположен параллельно между двумя слоями атомов серы.

В слое действуют сильные атомные связи, а между слоями - слабые молекулярные силы. Поэтому молибденит обладает совершенной спайностью и относится к природно-гидрофобным минералам. Типичными собирателями молибденита являются аполярные углеводороды: керосин, трансформаторное масло, машинные масла и др.

Промышленное содержание молибдена в перерабатываемых рудах колеблется в широких пределах. В чисто молибденовых рудах обычно содержится 0,1...0,5 % Мо, а в медно-молибденовых, вольфрамомолибденовых - 0,01...0,005 % Мо. Содержание молибдена в концентрате достигает 45...51 %. Поэтому при обогащении молибденсодержащих руд необходимо обеспечить высокую степень концентрации, что достигается введением большого количества перечистных операций.

Молибденовые и медно-молибденовые руды обогащаются исключительно флотацией. Коллективная флотация сульфидов проводится в слабощелочной среде ( $\text{pH}$ -8...8,5), создаваемой кальцинированной содой.

Коллективный медно-молибденовый концентрат подвергается селективной флотации. Разделение медно-молибденовых концентратов - основная проблема при обогащении медно-молибденовых руд. Как правило, флотируется молибденит и депрессируются медные минералы и пирит.

Технология с депрессией молибденита крахмалом применяется крайне редко.

Сульфиды меди и железа при селективной флотации можно депрессировать как широко известными реагентами (сернистый натрий, цианиды, феррицианиды, известь), так и специально для этих целей синтезированными соединениями ("Ноукс", "Анимол Д", МФТК и др.)

*модификаторы* - сода ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), известь ( $\text{CaO}$ ), сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), жидкое стекло ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ), цианид ( $\text{KCN}$ ), крахмал ( $\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5$ ).

**Порядок выполнения работы по флотацию данных типов руд**

Получив задание от преподавателя на работу в одном из измельчительных аппаратах и пробы руды, студент приступает к выполнению работы в следующем порядке:

1. Провести дробления руды с помощью щёковой дробилки (200 кг),
2. Провести измельчение с помощью дискового истирателя.
3. Провести просеивание с помощью набора сит и разделить фракции больше 0,074мм
4. Проводить доизмельчение оставшихся на сите руд более 0,074мм.

Полученная проба упаковывается в пакетики. На пакетах записывают паспорт пробы: название руды, дата проведения, фамилия студентов, которые произвели пробоотбор, вес пробы и т.д.

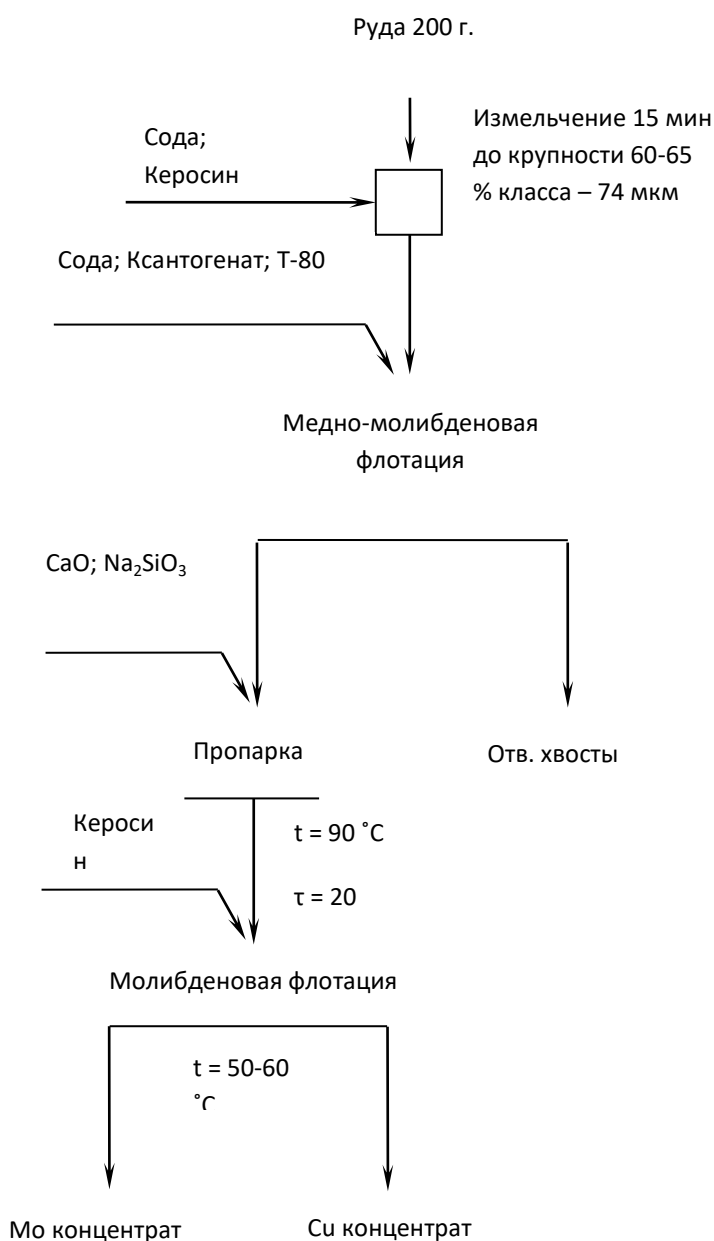


Рис. 3.5. Схема флотации медно-молибденовой руды.

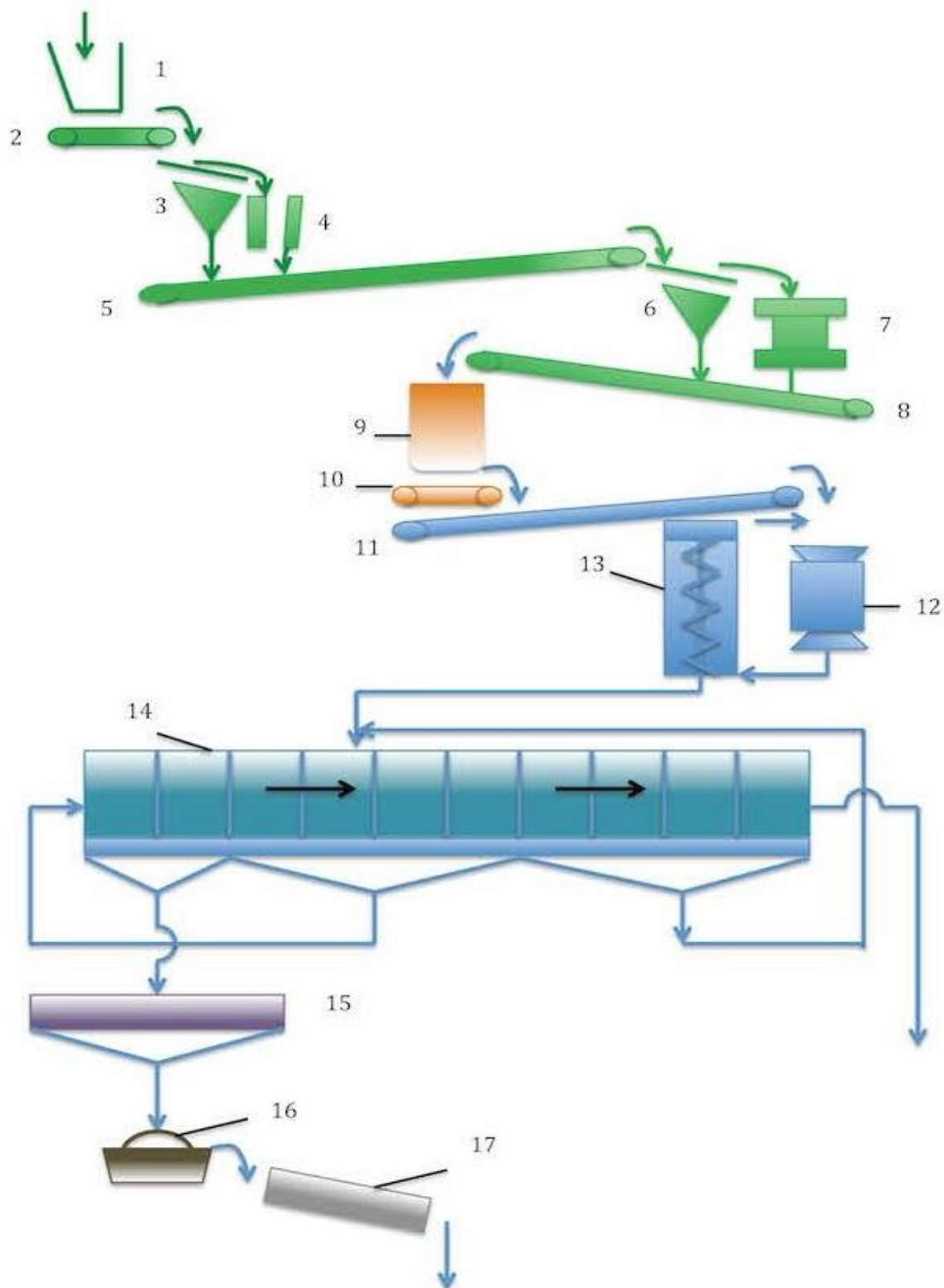


Схема цепи аппаратов флотации медно-молибденовых руд. 1 - бункер исходной руды; 2, 5, 8, 10, 11 - конвейеры; 3,6 - грохоты; 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 9 - бункер дробленой руды; 12 - мельница; 13 - спиральный классификатор; 14 - флотационная машина; 15 - сгуститель; 16 - вакуумный фильтр; 17 - сушильный барабан.

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Barry A. Wills and James A. Finch. Wills' Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №12

### ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД

**Цель работы:** Выбор и расчет технологические схемы флотации вольфрамовых руд.

Исходные данные для расчета качественно-количественной схеме.

Содержание вольфрама в исходной руде –  $\alpha_{13}^{\text{вольфрам}} = 0,5\%$

Содержание молибдена в исходной руде –  $\alpha_{13}^{\text{Мо}} = 0,04\%$

Извлечение вольфрама в окончательный концентрат –  $\varepsilon_{17}^{\text{вольфрам}} = 68\%$

Извлечение вольфрама в коллективный концентрат –  $\varepsilon_{15}^{\text{вольфрам}} = 86\%$

Извлечение вольфрама в молибденовый концентрат –  $\varepsilon_{21}^{\text{вольфрам}} = 4\%$

Извлечение молибдена в окончательный концентрат –  $\varepsilon_{21}^{\text{Мо}} = 77\%$

Извлечение молибдена в хвосты вольфрамовой флотации –  $\varepsilon_{18}^{\text{Мо}} = 98\%$

Извлечение молибдена в концентрат контрольной флотации –  $\varepsilon_{19}^{\text{Мо}} = 18\%$

Извлечение молибдена в коллективный концентрат –  $\varepsilon_{15}^{\text{Мо}} = 104\%$

Выход коллективного концентрата –  $\gamma_{15} = 36\%$

Выход вольфрамого концентрата –  $\gamma_{17} = 14\%$

Выход молибденового концентрата –  $\gamma_{21} = 15\%$

Выход концентрата контрольной флотации –  $\gamma_{19} = 28\%$

Определяем выхода продуктов обогащения

$$\gamma_{18} = \gamma_{15} - \gamma_{17} = 36 - 14 = 22\%$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{18} - \gamma_{21} = 22 - 15 = 7\%$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{19} + \gamma_{22} = 100 + 28 + 7 = 135\%$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{14} - \gamma_{15} = 135 - 36 = 99\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{16} - \gamma_{19} = 99 - 28 = 71\%$$

Определяем массы продуктов обогащения

$$Q_{13} = 127,89 \text{ т/ч.}$$

$$Q_{14} = Q_{13} \times \gamma_{14} = 127,89 \times 1,35 = 172,6 \text{ т/ч}$$

$$Q_{15} = Q_{13} \times \gamma_{15} = 127,89 \times 0,36 = 46,0 \text{ т/ч}$$

$$Q_{16} = Q_{13} \times \gamma_{16} = 127,89 \times 0,99 = 126,6 \text{ т/ч}$$

$$Q_{17} = Q_{13} \times \gamma_{17} = 127,89 \times 0,14 = 17,9 \text{ т/ч}$$

$$Q_{18} = Q_{13} \times \gamma_{18} = 127,89 \times 0,22 = 28,1 \text{ т/ч}$$

$$Q_{19} = Q_{13} \times \gamma_{19} = 127,89 \times 0,28 = 35,8 \text{ т/ч}$$

$$Q_{20} = Q_{13} \times \gamma_{20} = 127,89 \times 0,71 = 90,8 \text{ т/ч}$$

$$Q_{21} = Q_{13} \times \gamma_{21} = 127,89 \times 0,15 = 19,1 \text{ т/ч}$$

$$Q_{22} = Q_{13} \times \gamma_{22} = 127,89 \times 0,07 = 8,9 \text{ т/ч}$$

Определяем извлечение продуктов обогащения.

Для вольфрама

$$\varepsilon_{13}^{\text{вольфрам}} = 100\%$$

$$\varepsilon_{18}^{\text{вольфрам}} = \varepsilon_{15}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{17}^{\text{вольфрам}} = 86 - 68 = 28\%$$

$$\varepsilon_{22}^{\text{вольфрам}} = \varepsilon_{18}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{21}^{\text{вольфрам}} = 28 - 14 = 14\%$$

$$\varepsilon_{14}^{\text{вольфрам}} = \varepsilon_{13}^{\text{вольфрам}} + \varepsilon_{19}^{\text{вольфрам}} + \varepsilon_{22}^{\text{вольфрам}} = 100 + 14 + 10 = 124\%$$

$$\varepsilon_{16}^{\text{вольфрам}} = \varepsilon_{14}^{\text{вольфрам}} - \varepsilon_{15}^{\text{вольфрам}} = 124 - 86 = 38\%$$

$$\varepsilon_{\text{вольфрам } 20} = \varepsilon_{\text{вольфрам } 13} - \varepsilon_{\text{вольфрам } 17} + \varepsilon_{\text{вольфрам } 21} = 100 - 68 + 4 = 28\%$$

$$\varepsilon_{\text{вольфрам } 19} = \varepsilon_{\text{вольфрам } 16} - \varepsilon_{\text{вольфрам } 20} = 38 - 28 = 10\%$$

Для молибдена

$$\varepsilon_{\text{Мо } 13} = 100\%$$

$$\varepsilon_{\text{Мо } 22} = \varepsilon_{\text{Мо } 18} - \varepsilon_{\text{Мо } 21} = 98 - 77 = 11\%$$

$$\varepsilon_{\text{Мо } 14} = \varepsilon_{\text{Мо } 13} + \varepsilon_{\text{Мо } 22} + \varepsilon_{\text{Мо } 19} = 100 + 11 + 18 = 129\%$$

$$\varepsilon_{\text{Мо } 16} = \varepsilon_{\text{Мо } 14} - \varepsilon_{\text{Мо } 15} = 129 - 94 = 35\%$$

$$\varepsilon_{\text{Мо } 17} = \varepsilon_{\text{Мо } 15} - \varepsilon_{\text{Мо } 18} = 104 - 98 = 6\%$$

$$\varepsilon_{\text{Мо } 20} = \varepsilon_{\text{Мо } 13} - \varepsilon_{\text{Мо } 17} + \varepsilon_{\text{Мо } 21} = 100 - 6 + 77 = 17\%$$

$$\varepsilon_{\text{Мо } 19} = \varepsilon_{\text{Мо } 16} - \varepsilon_{\text{Мо } 20} = 35 - 17 = 18\%$$

Определяем количество металлов в продуктах обогащения

Для вольфрама

$$\beta_{14} = 124 \times 0,5 / 135 = 0,46\%$$

$$\beta_{15} = 86 \times 0,5 / 36 = 1,19\%$$

$$\beta_{16} = 38 \times 0,5 / 99 = 0,19\%$$

$$\beta_{17} = 68 \times 0,5 / 14 = 2,43\%$$

$$\beta_{18} = 28 \times 0,5 / 22 = 0,64\%$$

$$\beta_{19} = 10 \times 0,5 / 28 = 0,18\%$$

$$\beta_{20} = 28 \times 0,5 / 71 = 0,2\%$$

$$\beta_{21} = 14 \times 0,5 / 15 = 0,46\%$$

$$\beta_{22} = 14 \times 0,5 / 7 = 1\%$$

Для молибдена

$$\beta_{14} = 129 \times 0,04 / 135 = 0,04\%$$

$$\beta_{15} = 94 \times 0,04 / 36 = 0,1\%$$

$$\beta_{16} = 35 \times 0,04 / 99 = 0,01\%$$

$$\beta_{17} = 6 \times 0,04 / 14 = 0,017\%$$

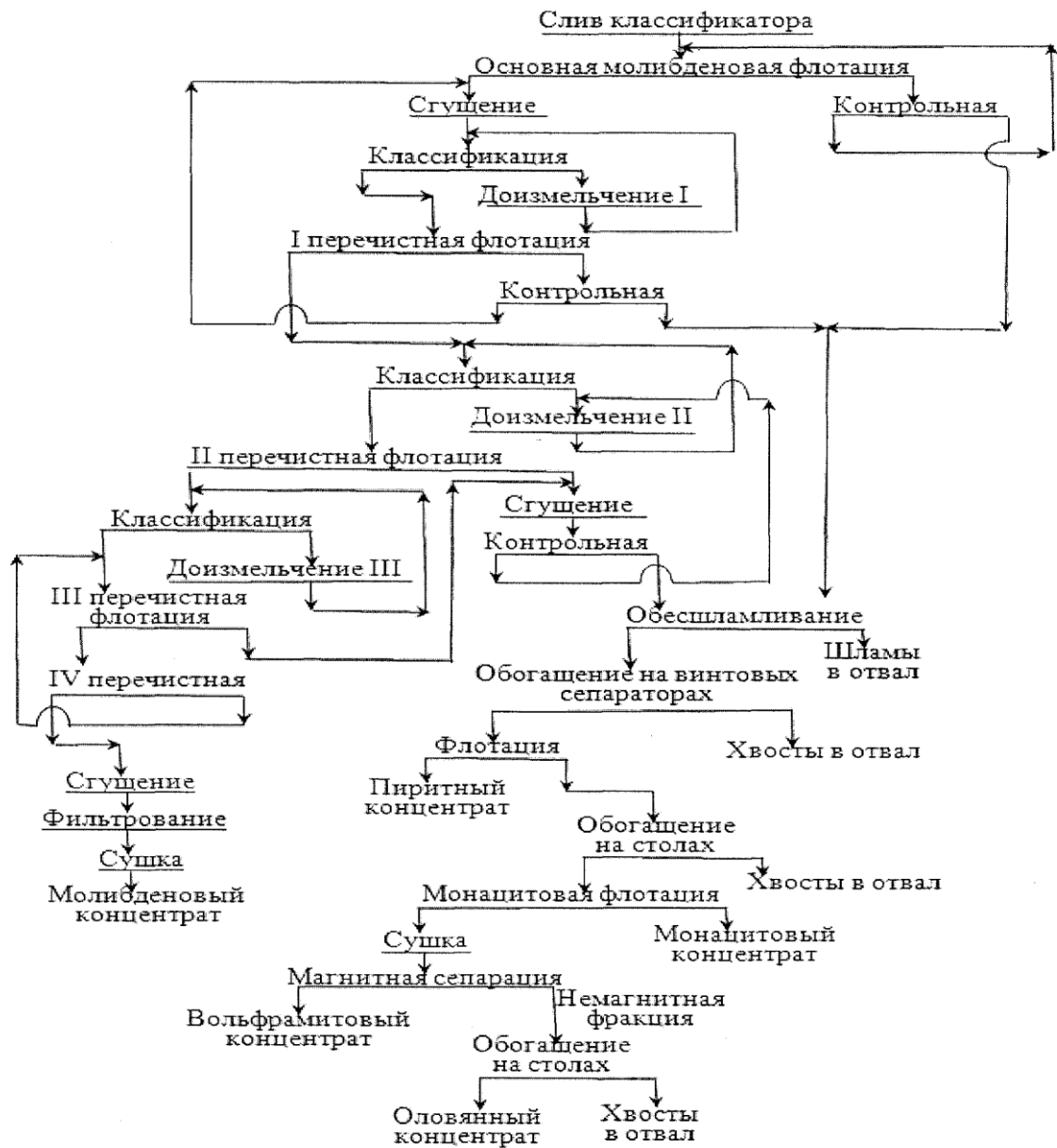
$$\beta_{18} = 98 \times 0,04 / 22 = 0,18\%$$

$$\beta_{19} = 18 \times 0,04 / 28 = 0,025\%$$

$$\beta_{20} = 17 \times 0,04 / 71 = 0,009\%$$

$$\beta_{21} = 77 \times 0,04 / 15 = 0,2\%$$

$$\beta_{22} = 11 \times 0,04 / 7 = 0,06\%$$



### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.



## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №13

### ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

**Цель работы:** Выбор и расчет технологические схемы флотации золотосодержащих руд.

Порядок расчета.

1. По формуле  $N = c (1 + p_p - a_p) - 1 = 2 (1 + p_p - a_p) - 1$  определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (включая и показатель  $\beta_1$ , относящийся к исходной руде).

2. По формуле  $N_a = c (p_p - a_p) = 2 (n_p - a_p)$  определяется число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки.

3. По формуле  $N_{\text{извлч.мах}} = n_p - a_p$  определяется максимальное число показателей извлечения, которое может быть принято для расчета схемы.

4. По формуле  $N_{\text{п}} = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\varepsilon}$  определяется число исходных показателей содержания, принимая при этом, что  $N_{\gamma} = 0$  и  $N_{\varepsilon} = N_{\varepsilon \text{мах}}$ .

5. По данным отчетов об испытаниях обогащения руды и практики обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье, назначаются численные значения исходных показателей ( $\varepsilon$ ,  $E$ ,  $\beta$ ) для обогащенных продуктов отдельных операций (концентратов).

6. По уравнениям, связывающим технологические показатели, находятся значения  $\varepsilon_n$  для всех продуктов схемы.

7. По формуле  $\gamma_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\beta_n}$  определяются выходы для продуктов с известными значениями  $\beta_n$ .

8. Путем составления и решения уравнений баланса выходов вычисляются значения  $\gamma_n$  для всех остальных продуктов схемы.

9. По формуле  $\beta_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\gamma_n}$  определяются содержания для всех остальных продуктов схемы.

Расчет схемы в абсолютных показателях проводится на основании рассчитанной схемы в относительных показателях. Для расчета схемы в абсолютных показателях нужно знать вес какого-нибудь продукта схемы, обычно исходного. При расчете пользуются формулами:

$$Q_n = Q_1 \gamma_n;$$

#### Расчет схемы флотации.

Расчитать в относительных показателях схему обогащения монометаллической руды. В схеме семь операций, из них четыре операции разделения и три — смешения. Двенадцать продуктов состоят из исходной руды, восьми продуктов, получаемых в операциях разделения, и трех продуктов, получаемых в операциях смешения.

Расчет ведем по двум компонентам — твердому и полезному металлу. Следовательно,  $n = 12$ ;  $n_p = 8$ ;  $a = 7$ ;  $a_p = 4$ ;  $c = 2$ .

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 необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки:

$$N_{II} = c(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8.$$

3. Определяем максимальное число показателей извлечения:

$$N_{\varepsilon_{\max}} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4.$$

4. Определяем число показателей содержания условия, что  $N_{\gamma} = 0$  и  $N_{\varepsilon} = 4$

$$N_{II} = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\varepsilon}; \quad 8 = 0 + N_{\beta} + 4; \quad N_{\beta} = 4.$$

Таким образом, исходными показателями являются: один показатель, относящийся к исходной руде ( $\beta_1$ ) четыре показателя извлечения и четыре показателя содержания в концентратах отдельных операций обогащения. В качестве исходных показателей для продуктов обработки на основании испытаний обогащения руды, произведенных по открытой схеме, выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения при основной флотации и перечистках, содержания в концентратах всех операций обогащения.

5. На основании исследования и практики действующей обогатительной фабрики принимаем численные значения исходных показателей:

содержание металла в исходной руде  $\beta_1 = 2,7$  г/т;

извлечение металла в окончательный концентрат от руды  $\varepsilon_9 = 95$  %;

частное извлечение металла в концентрат второй перечистки  $E_8 = 92$  %

то же, в концентрат первой перечистки  $E_6 = 85$  %;

то же, в концентрат основной флотации  $E_3 = 80$  %;

содержание металла в окончательном концентрате  $\beta_9 = 42$  г/т;

то же, в концентрате после первой перечистки  $\beta_6 = 32$  г/т;

то же, в концентрате основной флотации  $\beta_3 = 23$  г/т;

то же, в концентрате контрольной флотации  $\beta_{10} = 5$  г/т;

6. Определяем значения  $\varepsilon$ :

$$\varepsilon_6 = \frac{\varepsilon_8}{E_8} = \frac{92}{95} \cdot 100 = 96,8\%$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 96,8 - 92 = 4,8\%$$

$$\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6} = \frac{96,8}{85} \cdot 100 = 113,88\%$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 113,88 - 4,8 = 109,08\%$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 113,88 - 96,8 = 17,08\%$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3} = \frac{109,08}{80} \cdot 100 = 136,35\%$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 136,35 - 100 = 36,35\%$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 136,5 - 109,08 = 27,26\%$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7 = 36,35 - 17,08 = 19,27\%$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 27,26 - 19,27 = 8\%$$

Проверка:  $\varepsilon_{12} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8 = 100 - 92 = 8\%$ .

7. Определяем выходы продуктов 3, 6, 8 и 10 с известными значениями  $\gamma_n =$

$$\frac{\beta_1 \times \varepsilon_n}{\beta_n} \quad \gamma_8 = \frac{\beta_1 \times \varepsilon_8}{\beta_8} = \frac{2,7 \times 92}{42} = 5,91\%$$

$$\gamma_6 = \frac{\beta_1 \times \varepsilon_6}{\beta_6} = \frac{2,7 \times 96,8}{32} = 8,1675\%$$

$$\gamma_3 = \frac{\beta_1 \times \varepsilon_3}{\beta_3} = \frac{2,7 \times 109,08}{32} = 9,2036\%$$

$$\gamma_{10} = \frac{\beta_1 \times \varepsilon_{10}}{\beta_{10}} = \frac{2,7 \times 19,27}{5} = 10,4\%$$

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_3 = 8,1675 - 9,2036 = 1,0361\%$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_9 = 9,2036 + 1,0361 = 10,2397\%$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 10,2397 - 8,1675 = 2,0722\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10} = 2,0722 + 10,4 = 12,4722\%$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11} = 100 + 12,4722 = 112,4722\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3 = 112,4722 - 9,2036 = 103,2686\%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10} = 103,2686 - 10,4 = 92,8686\%$$

Проверка:

$$\gamma_{12} = \gamma_1 - \gamma_8 = 100 - 7,7625 = 92,24\%$$

8. Определяем содержание металла в продуктах 2, 4, 5, 7, 9, 11, 12 формула

$$\beta_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\gamma_n}$$

$$\beta_2 = 2,23 \text{ г/т}$$

$$\beta_4 = 0,534 \text{ г/т}$$

$$\beta_5 = 11,67 \text{ г/т}$$

$$\beta_7 = 3,825 \text{ г/т}$$

$$\beta_8 = 3,556 \text{ г/т}$$

$$\beta_{11} = 3,053 \text{ г/т}$$

$$\beta_{12} = 0,176 \text{ г/т}$$

Руда

↓ I  
203

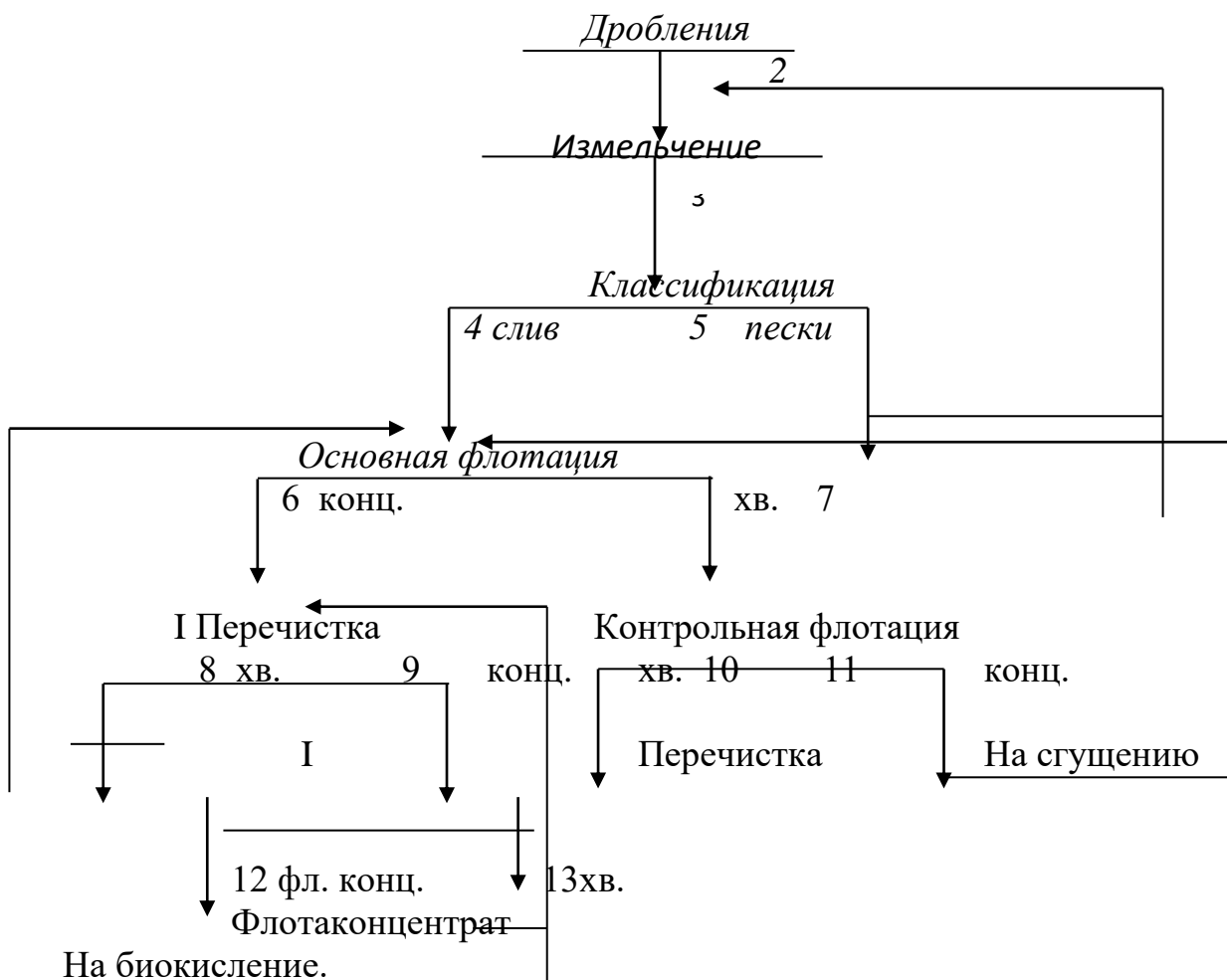


Рис. Расчет количественной схемы обогащения золотосодержащих сульфидных руд.

#### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №14

### ТЕМА: РАСЧЁТ ВОДНО-ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ

**Цель работы:** Изучение расчета водно-шламовой схемы обогащения

Примем в последующих расчетах следующие обозначения:

$n$  — номер продукта в схеме (арабскими цифрами);

$R_n$  — отношение жидкого к твердому по массе, численно равное массе воды на 1 т твердого;

$W_n$  — расход воды (производительность по воде) с продуктом,  $m^3$  в единицу времени;

$L_n$  — расход добавляемой воды с продуктом,  $m^3$  в единицу времени;

$S_n$  — влажность продукта, %;

$T_n$  — содержание твердого, %;

$\rho_n$  — плотность твердого в продукте,  $t/m^3$ ;

$V_n$  — производительность по объему пульпы,  $m^3$  в единицу времени;

$l_n$  — удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам,  $m^3/t$ .

Основные расчетные формулы:

$$\begin{aligned}W_n &= Q_n R_n \\R_n &= W_n / Q_n \\S_n &= 100 - T_n \\R_n &= S_n / (100 - S_n) \\S_n &= R_n / (1 + R_n) = W_n / (Q_n + W_n) \\V_n &= W_n + Q_n / \rho_n = Q_n (R_n + 1 / \rho_n)\end{aligned}\tag{2.1.}$$

Для операций соотношения сохраняются с изменением индекса  $n$  на  $m$   
*Исходные показатели для расчета водно-шламовой схемы (рис. 2.4.).*

Показатели могут быть объединены в три группы.

*Первая группа:* оптимальные значения  $K$  в отдельных операциях и продуктах обогащения, получаемые в процессе регулировки.

*Вторая группа:* показатели, характеризующие влажность продуктов, величина которой не зависит от исполнителя и практически не регулируется (влажность руды, песковых продуктов, концентратов).

*Третья группа:* норма расхода дополнительной воды, необходимой для ведения технологического процесса (например, для промывки, транспортировки концентратов).

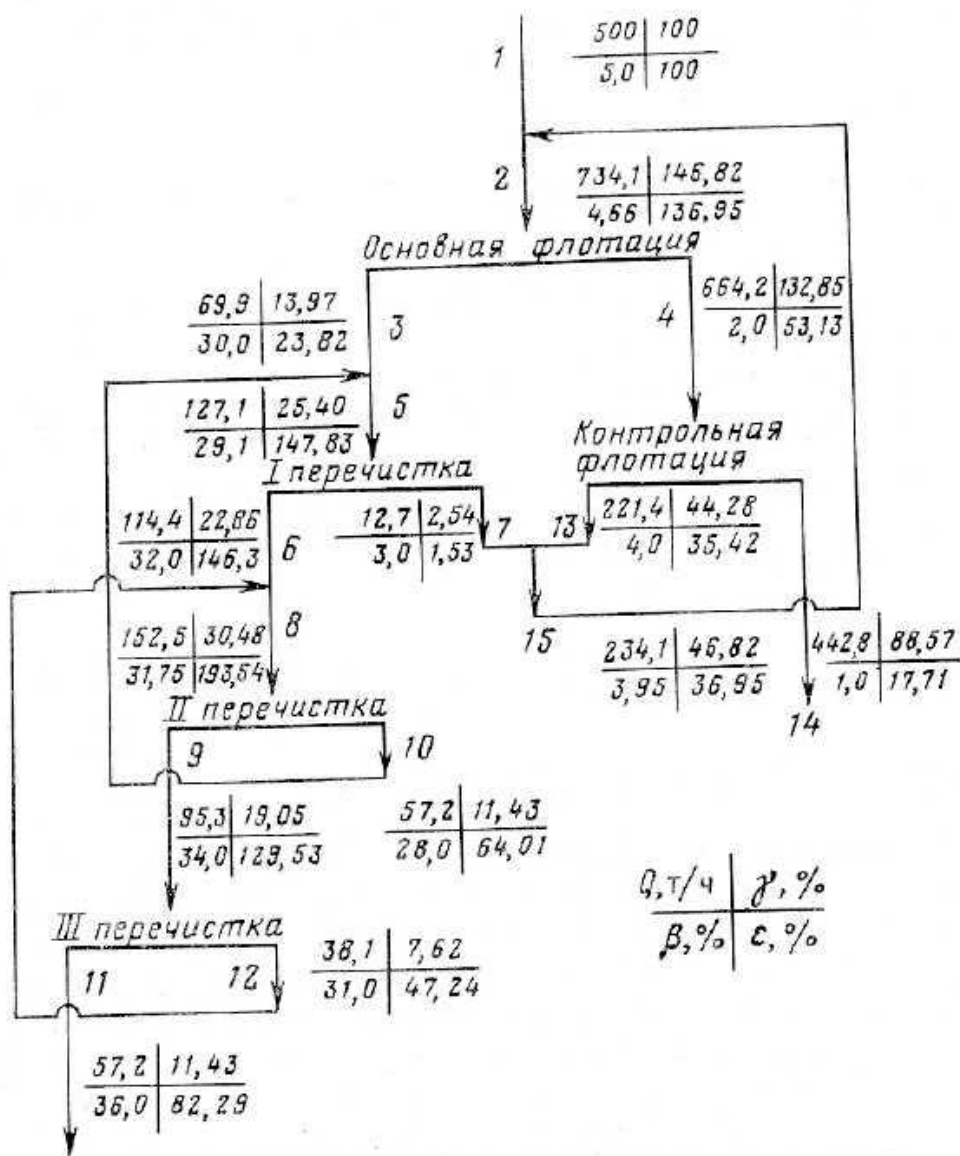


Рис. 2.4. Пример водно - шламовой схемы.

Значения исходных показателей принимаются исходя из опыта работы аппаратов на действующих фабриках. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться данными табл. 2.4. и следующими нормами добавки воды в операции обработки (дополнительно к воде, поступающей с питанием):

Таблица 2.3. Норма добавки воды в операции обработки

Наименование операций	Удельный расход воды, м <sup>3</sup> на 1 т твердого
Отсадка руд: в отсадочных машинах с подвижным решетом	3—4,0
в диафрагмовых отсадочных машинах	3—4,5
в воздушно-пульсационных машинах	2—3,5
Концентрация руд на столах	1,5—2,5

Таблица 2.4. Ориентировочное содержание (%) твердого (по массе) в некоторых операциях и продуктах обогащения

Промывка руд:	
---------------	--

в наклонных корытных мойках	3—6,0
в скубберах	1—2,0
в горизонтальных корытных мойках	1—2,0
Гидравлическая классификация с получением четырех песковых продуктов	0,6—2,0
Мокрое грохочение и обесшламливание на грохотах	1—2,5
Смывка флотационных концентратов по желобам	0,5—1,5
Отмывка шламов перед обогащением руд в тяжелых суспензиях	0,5—1,2
Отмывка суспензии от рудных продуктов	1—1,2
Обогащение:	
на винтовых сепараторах	0,1—0,35
на винтовых шлюзах	0,1—1,8
Смыв магнитных продуктов при мокрой магнитной сепарации в слабом поле	0,3—0,8

При использовании таблиц необходимо принимать более высокие содержания в питании и продуктах операции при переработке материалов с повышенной плотностью.

Содержание твердого в питании и продуктах возрастает также с ростом крупности фракций и увеличением содержания в продуктах ценных минералов с высокой плотностью (сульфидов, касситерита, магнетита и т. д.). Расход воды при гравитационных процессах растет с увеличением крупности обогащаемых классов.

*Порядок, расчета водно-шламовой схемы.*

1. Выбираем численные значения исходных показателей.
2. Составляем вспомогательную таблицу, куда записываем производительность по продуктам по данным расчета количественной схемы и исходные показатели для расчета.
3. По формуле (29) рассчитываем и записываем во вспомогательную таблицу производительность по воде для тех продуктов и операций, для которых, согласно исходным показателям, известны значения  $K_n$ .
4. Определяем удельный расход воды, необходимый для добавки в отдельные операции и продукты, дополнительно к воде, поступающей с питанием (для ведения технологического процесса).
5. По уравнениям баланса определяем производительность по воде в отдельных операциях или с отдельными продуктами и подсчитываем расход дополнительной воды во всех операциях, где он неизвестен.
6. По формуле (2.1) подсчитываем значения  $K_n$  для всех продуктов и операций.
7. По формуле (2.1) подсчитываем производительность по объему пульпы для всех продуктов и операций.
8. Результаты расчета водно-шламовой схемы оформляем в виде таблицы и графика.
9. Составляем баланс воды по обогатительной фабрике, определяем общий расход воды для технологических целей.

10. Определяем дополнительный расход воды на неучтенные цели (смыв полов, промывка аппаратов при ППР и др.). Его принимаем равным 10—15 % расхода на технологические цели.

11. Определяем удельный расход воды на 1 т обогащаемого полезного ископаемого.

12. Вычисляем расход свежей воды, учитывая расход добавляемой оборотной воды.

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.



**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №15**  
**ТЕМА: ВЫБОР И РАСЧЕТ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН.**

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучение выбора и расчета флотационных машин

Флотационные машины для обогащения руд изготавливают трех типов: ФМ — механические; ФПМ — пневмомеханические; ФП — пневматические.

Основные параметры флотационных машин по ГОСТ 6702—76 приведены в табл. 2.5.

Выпускаемые флотационные машины механического типа могут иметь прямоточное либо камерное исполнение, пневмомеханические машины — прямоточное исполнение без перегородок либо с перегородками.

Все флотационные машины перечисленных типов рассчитаны на работу с достаточно тонким питанием, содержащим не менее 40 % класса —0,074 мм, а прямоточные пневмомеханические машины малых типоразмеров (ФПМ 1,6; ФПМ 3,2 и ФПМ 6,3) и пневматические машины типа ФП — на еще более тонкое питание, содержащее не менее 60 % класса —0,074 мм.

Для флотации крупных частиц разработаны и применяются флотационные машины с кипящим слоем ФКМ 63 и флотационные машины пенной сепарации ФП 16 и ФПС 16.

Помимо указанных типов на вновь строящихся фабриках могут применяться импортные флотационные машины ОК38, выпускаемые финской фирмой «Оутокумпу».

Таблица 2.5. Основные параметры механических флотационных машин типа ФМ (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФМ 0,2	ФМ 0,4	ФМ 1,2	ФМ 3,2	ФМ 6,3	ФМ 2,5
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,2	0,4	1,2	3,2	6,3	12,5
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	1,1	2,2	7,5	15,0	30,0	45,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор	0,15	0,3	0,9	2,3	4,4	8,7
(аэраторы) на камеру, м <sup>3</sup> /мин, не менее*						
Масса двухкамерной секции с электро-двигателем (без футеровки), т, не более	0,55	0,75	2,4	4,3	7,2	13,5

\* Объем воздуха указан в пересчете на давление  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

***Выбор типа флотационных машин.***

1. В операциях межцикловой, основной и контрольной флотации на фабриках большой и средней производственной мощности целесообразна установка пневмомеханических машин, обеспечивающих большую скорость флотации по сравнению с механическими. Эти же машины следует устанавливать в перемешивающих операциях при большом выходе пенных продуктов.

2. В операциях основных и контрольных флотации, на продуктах крупностью менее 0,15 мм (60% класса —0,074), могут применяться пневматические машины. Их применение сдерживается из-за ненадежной конструкции аэраторов. Машины рекомендуется устанавливать при недостатке рабочей площади на реконструируемых фабриках, не более трех камер на операцию.

Таблица 2.6. Основные параметры пневмомеханических флотационных машин типа ФПМ (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФПМ 0,8	ФПМ 1,6	ФПМ 3,2	ФПМ 6,3	ФПМ 8,5	ФПМ 12,5	ФПМ 16	ФПМ 25	ФПМ 40
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,8	1,6	3,2	6,3	8,5	12,5	16,0	25,0	40,0
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	5,5	7,5	11,0	22,0	30,0	45,0	45,0	75,0	120,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор (аэраторы) на камеру, м <sup>3</sup> /мин, не менее*	0,6	1,2	2,3	4,4	6,0	8,7	11,2	17,5	28,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	1,7	3,45	4,4	7,8	12,5	13,0	17,0	23,0	—

\* Давление воздуха должно быть в пределах  $1С.8 \times 10^4$  —  $13,5 \times 10^4$  Па. Объем воздуха указан в пересчете на  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

Таблица 2.7. Основные параметры пневматических флотационных машин типа ФП (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8	ФПМ 0,8
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,20	0,40	1,0	2,5	6,3	10,0	25,0	40,0	80,0
Расход воздуха на камеру (на аэрацию пульпы), м <sup>3</sup> /мин, не менее*	0,15	0,3	0,75	1,8	4,4	7,0	17,5	28	56,0

Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	0,45	0,75	1,75	4,0	8,2	12,8	24,8	36,6	66,8
--	------	------	------	-----	-----	------	------	------	------

Примечание. Давление воздуха должно быть не более  $15,7 \times 10^4$  Па. Расход воздуха указан в пересчете на давление  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

3. На фабриках малой производственной мощности при отсутствии воздушного хозяйства, а также в перечистных операциях и циклах разделения коллективных концентратов с относительно небольшими выходами целесообразно применение механических машин. Они обеспечивают безнасосный возврат промпродуктов по замкнутой схеме и подсос пенных продуктов из предыдущей перечистки в последующую.

4. При использовании пневмомеханических и механических машин в операциях основной и контрольной флотации необходимо, чтобы общее число камер в операциях было бы не менее 6—8, а время пребывания пульпы в одной камере флотационной машины не превышало 0,5—0,7 мин. Для операций перечистки указанные ограничения могут не соблюдаться.

*Порядок определения типоразмера и числа камер флотационных машин.*

1. Определяется минутный дебит пульпы ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) в каждой операции флотации

$$W_m = \frac{Q_m}{1440} (R_m + 1/\rho),$$

где  $Q_m$  — производительность по твердому в данной операции, т/сут;  
 $R_m$  — отношение Ж:Т в данной операции флотации;  $\rho$  — плотность твердой фазы,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

2. Определяется оптимальный объем флотационных машин из расчета нахождения пульпы в одной камере операций основной и контрольных флотации около 0,5 мин и выбранного числа параллельных секций на фабрике. На крупных фабриках желательно иметь не менее двух секций.

3. Для выбранных типоразмеров камер определяется промышленное время флотации по известным данным о времени флотации в лабораторных условиях либо по результатам работы промышленного аналога.

*Время флотации* в промышленных условиях  $t$  определяется по формуле

$$t = K t_n,$$

где  $t_n$  — время флотации в лабораторных условиях;  $K$  — коэффициент перехода, зависящий от времени ( $\tau$ ) пребывания пульпы в одной камере, типоразмера камер и их исполнения; значения коэффициента перехода  $K$  даны в табл. 4.

Для пневматических машин коэффициент перехода принимается  $K' = 4$ .

В случае использования промышленного аналога время флотации  $t_m$  в операции с номером  $m$  на устанавливаемых машинах определяется по формуле

$$t_m = t_\phi K_m / K_\phi,$$

где  $t_\phi$  и  $K_\phi$  — время флотации и коэффициент перехода для машин, работающих на действующей фабрике;  $K_m$  — коэффициент перехода для устанавливаемых машин.

4. Подсчитывается необходимое число камер  $n_m$  в каждой операции по формуле

$$n_m = W_m t_m / V_m$$

где  $V_m$  — полезный объем одной камеры флотационной машины в операции с номером  $m$ .

5. Уточняется устанавливаемое число камер исходя из условий изготовления и компоновки машин.

Например, механические машины малого типоразмера изготавливаются двухкамерными секциями и поэтому число камер в машине должно быть четным.

6. При возможности использования флотационных машин двух типов проводится технико-экономическое сравнение вариантов с установкой машин разного типоразмера и выбирается оптимальный по суммарной потребляемой мощности (с учетом подачи сжатого воздуха в пневмомеханических и пневматических машинах), по рабочей площади, занимаемой машинами, и стоимости машин.

Таблица 2.8. Коэффициент перехода  $K$  времени флотации от лабораторных условий к промышленным (составлена по данным Механобра)

Типоразмер и исполнение флотом а шин	Время пребывания пульпы в одной камере, мин						
	0,5	1	1,5	2	3	5	7
ФПМ 25, ФПМ 40 с перегородками	1,0	1,3	1,7	2,0	2,2	2,5	3
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5; ФПМ 16 прямоточные с перегородками	1,0	1,8	2,5	2,9	3,2	—	—
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5 прямоточные без перегородок	1,0	2,1	3,2	4,3	6,1	—	—
ФПМ 1,2 — ФПМ 6,3 прямоточные без перегородок	1,5	3,2	4,8	5,9	7,5	—	—
ФМ 1,2 — ФМ 6,3 камерное исполнение	2,0	3,9	5,5	6,6	8,7	—	—
ФМ 1,2 — ФМ 6,3 прямоточное исполнение	2,0	4,4	6,5	8,2	—	—	—

Срок службы машин всех типов—10 лет (кроме машин на кислых пульпах); ресурс до среднего ремонта — 4000 ч.

*Техническая характеристика флотационной машины ОК38*

Объем камеры, м<sup>3</sup> ..... 38

Размеры камеры, м:

ширина ..... 3,59

длина..... 3,49

глубина..... 3,23

Установочная мощность электродвигателя, кВт..... 55

Расход диспергируемого воздуха, м<sup>3</sup>/мин ..... 11,4—28,4

*Выбор флотационных машин для крупнозернистой флотации* производится на основании сравнения с аппаратами, действующими в промышленных условиях.

Область применения машин кипящего слоя ФМ 6,3КСМ — флотация калийных, фосфатных и серных руд с повышенной крупностью флотируемых частиц. Так, при флотации сильвина максимальная крупность питания возрастает до 3 мм, на фосфатных рудах — до 1—1,2 мм, на серных рудах до 0,8—0,5 мм.

Габаритные размеры камеры аналогичны размерам машины ФМ 6,3.

Машины для флотации калийных руд komponуются из двухкамерных секций. Производительность одной машины — 120—140 т/ч.

Флотационные машины пенной сепарации применяют на марганцевых рудах и алмазных песках. Серийно выпускаемые машины ФПС 16 и ФП 16 имеют камеру вместимостью 2,5 м<sup>3</sup> и следующие габаритные размеры (для двухкамерной секции ФП 16): длина 2450 мм, ширина 2000 мм, высота 3500 мм. Производительность по питанию до 3 м<sup>3</sup>/мин.

Принцип их расчета аналогичен приведенному выше.

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.
3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

**ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №16**  
**ТЕМА: ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ПРИНЦИП РАБОТЫ**  
**ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН.**

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучение конструкции и принцип работы флотационных машин

Во всех аэрационных узлах флотационных машин засасывание воздуха из атмосферы и образование пульповоздушной смеси, выбрасываемой под действием центробежных сил в камеру, обусловлено образованием небольшого вакуума в полости вращающегося импеллера. В качестве импеллеров используются мешалки различных конструкций (дисковые с радиально расположенными лопатками, стержневые типа беличьего колеса с осевыми насосами внутри них и др.)- При этом аэрация пульпы определяется окружной скоростью импеллера и конструктивными особенностями аэрирующих узлов и камер механических флотационных машин.

Наибольшее распространение получили механические флотационные машины конструкции Механобра ФМ с вместимостью камер от 0,14 до 6,3 м<sup>3</sup>. Стандартная машина ФМ собирается из двухкамерных секций: первая камера является всасывающей, вторая прямоточной. В случае необходимости машина может собираться из одних всасывающих камер или из звеньев, состоящих из одной всасывающей и нескольких прямоточных камер.

В каждой камере устанавливается блок аэраторов, который полностью монтируется на заводе и является самостоятельным конструктивным узлом. Блок аэратора (см. рис. 1.30) состоит из вертикального вала 10 с насаженным на нем импеллером.

Импеллер представляет собой диск 19 с шестью радиальными лопатками 17. Вал вращается внутри трубы 2, верхний конец которой закрыт наглухо. В нижней части труба расширяется и к ней крепится надымпеллерный диск 9 с лопатками статора 16, расположенными под углом 60° к радиусу. Направляющие лопатки статора способствуют превращению тангенциальной составляющей динамического напора пульпы в статический, увеличивая тем самым аэрацию. Радиальный зазор между лопатками импеллера и статора не должен превышать 5—8 мм.

Исходная пульпа из приемного кармана / поступает в аэратор по трубе 20, а воздух — по трубе 3. Для внутрикамерной циркуляции надымпеллерный диск имеет круглые отверстия, расположенные по окружности над лопатками 17 импеллера.

Кроме того, для регулирования внутрикамерной циркуляции в нижней части трубы 2 имеется отверстие 18, которое прикрывается заслонкой 14. Тягой 5 она устанавливается в таком положении, чтобы был обеспечен оптимальный поток пульпы на импеллер, необходимый для достижения максимальной аэрации.

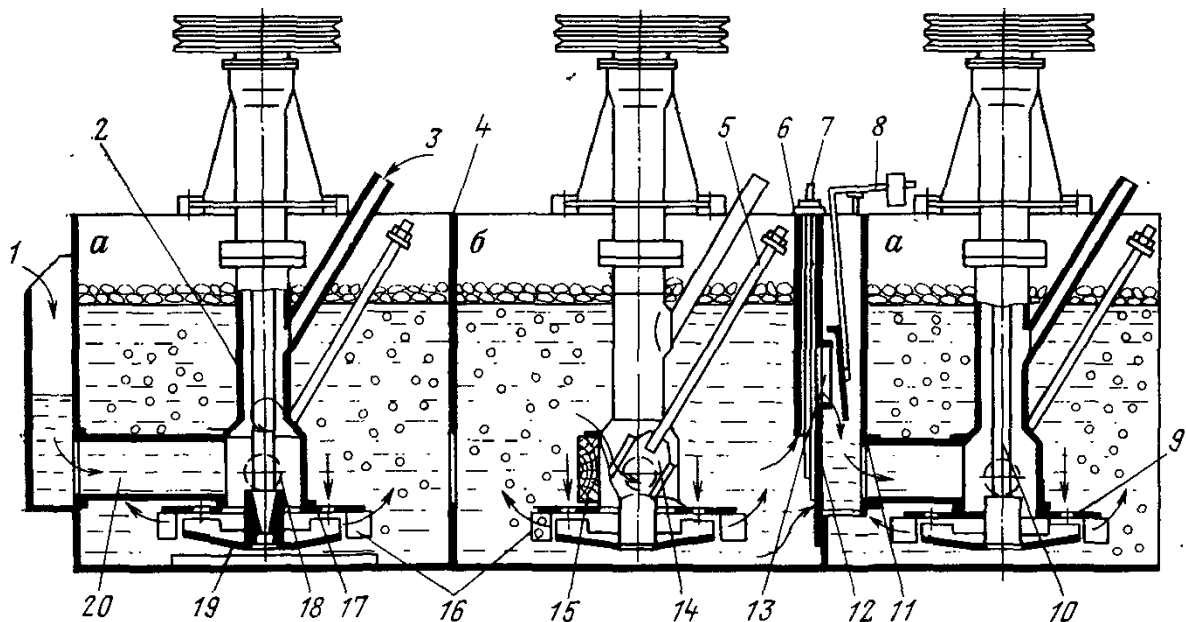


Рис. 1.30 Флотационная машина конструкции Механобра с всасывающими(а) и прямоточной (б) камерами

Для всасывания промпродуктов в каждой камере может быть установлен патрубок, идущий от центральной трубы к передней стенке камеры. В тех камерах, куда промпродукт не поступает, патрубок не устанавливается, а отверстие в расширенной части вертикальной трубы закрывается пробкой 15. Пенный продукт удаляется в сборный желоб.

Всасывающая и прямоточная камеры разделены перегородкой 4. В каждой второй камере секции или в последней камере прямоточной машины имеется устройство для регулирования уровня пульпы и удаления камерного продукта (хвостов). Основная часть пульпы переливается через отверстие 13 в боковой стенке 12 камеры и поступает в приемный карман следующей камеры. Чтобы вместе с камерным продуктом не уходила пена, разгрузочное отверстие экранировано перегородкой 6.

Для регулирования высоты слоя пены в камере (секции) или, что то же, уровня пульпы разгрузочное отверстие со стороны межкамерного кармана прикрыто заслонкой 11, положение которой регулируется устройством 8. Для разгрузки крупных частиц (песков), находящихся в нижнем слое пульпы, внизу межкамерной перегородки 12 имеется небольшое отверстие, которое может перекрываться шибером при опускании его тягой 7.

Для создания спокойной зоны пенообразования предусмотрен успокоитель, состоящий из радикальных Г-образных пластин, расположенных вокруг статора и прикрепленных ко дну камеры. Для устранения застаивания пены в задней части камеры и ускорения пеноотсева задняя стенка выполнена изогнутой в сторону пенного порога, лопасти пеноотсема имеют шарнирную подвеску.

К недостаткам машин ФМ относятся большой износ лопаток статора и сильные восходящие потоки пульпы, вызывающие бурление и нарушение процесса пенообразования, что имеет особенно большое значение при флотации руд с низким содержанием полезного компонента. Однако машины отличаются большой производительностью по потоку пульпы и засасываемому

воздуху; по конструктивным параметрам они находятся на уровне лучших зарубежных образцов.

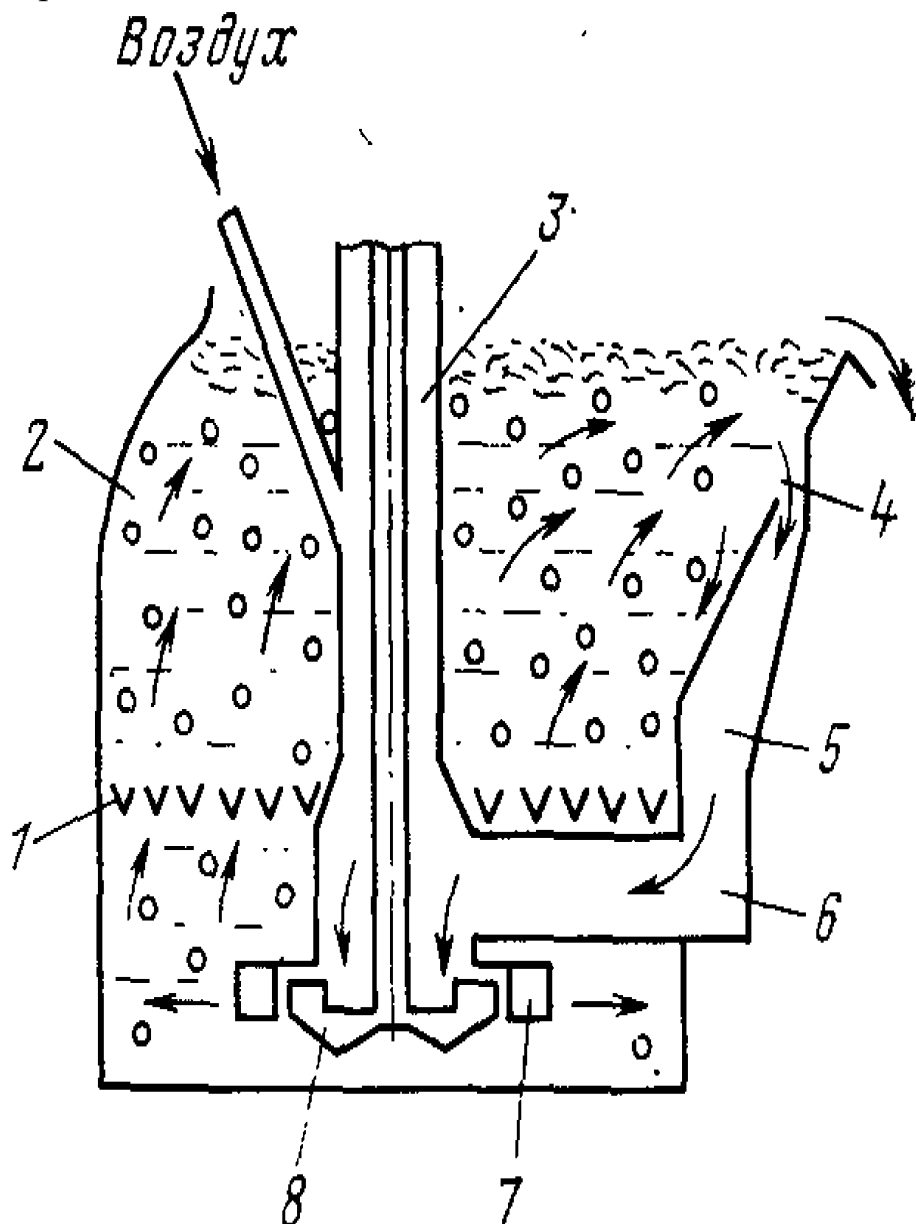


Рис. 1.31. Флотационная машина- с кипящим слоем ФМ6, ЗКС

Флотационная машина с кипящим слоем ФМ6, ЗКС отличается по конструкции (рис. 1.31) от флотационных машин ФМ, во-первых, тем, что внутри камеры на высоте 500—550 мм от дна камеры 2 устанавливается решетка / из уголков, живое сечение щелей которой составляет 18—20 % всей ее площади. Во-вторых, на передней стенке камеры с внешней или внутренней стороны устанавливается сходящийся желоб 5 постоянного сечения, соединяемый трубой 6 с колпаком надимпеллерной трубы 3. Желоб служит для отбора через щель 4 циркуляционного потока на импеллер из верхней зоны камеры.



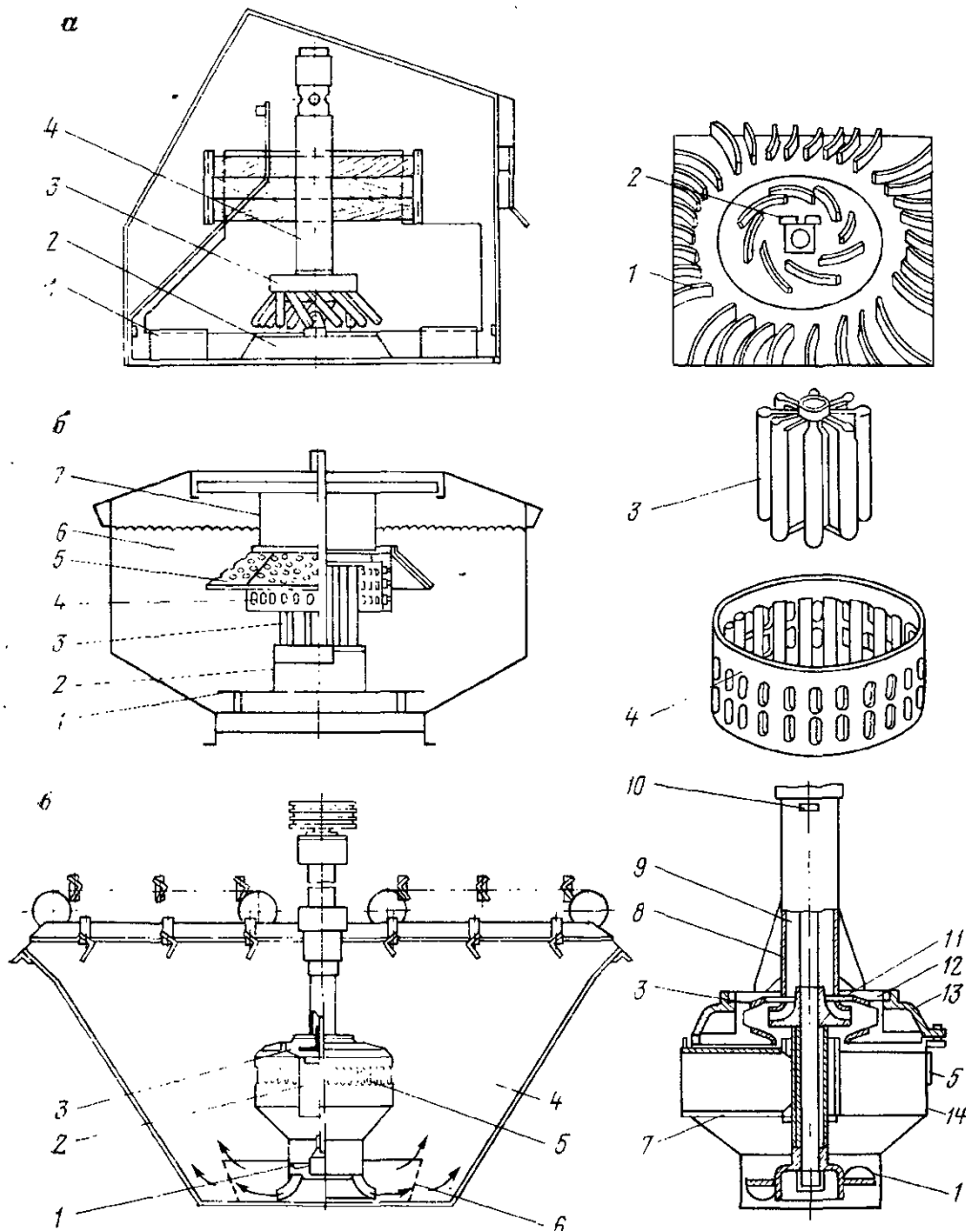


Рис. 1.32 Аэрационные узлы флотационных машин «Вормен» (а), «Фагер-грэн» (б), МФУ (в)

Прямоточная флотационная машина «Фагергрэн» (США) имеет аэратор (типа 1 + 1), выполненный из цельнолитых (из износостойкой резины или синтетических материалов) ротора 3 и статора 4.

Статор представляет собой цилиндр с отверстиями овальной формы, на внутренней поверхности которого между отверстиями проходят вертикальные ребра, имеющие форму полуцилиндра. Статор крепится к воздушной трубе 7, внутри которой проходит вертикальный вал с ротором 3 на нижнем конце. Ротор представляет собой в сечении форму звезды с 8 или 10 радиальными лопастями («лучами»), которые на периферии имеют трапецевидное или цилиндрическое утолщение. Статор короче ротора, благодаря чему аэратор обеспечивает хорошее взвешивание минеральных частиц в камере.

При вращении ротора пульпа, засасываемая снизу, и воздух, засасываемый сверху через трубу 7, смешиваются и выбрасываются в зону интенсивных ударов между статором и ротором. В этой зоне воздух тонко диспергируется и выводится в горизонтальном направлении потоками пульпы в окружающее статор пространство. Пузырьки воздуха поднимаются на поверхность в пенный слой, а деаэрированная пульпа возвращается по боковым стенкам обратно, в зону ротора.

Для создания на поверхности пульпы спокойной зоны пенообразования на трубе 7 установлен конический перфорированный колпак 5. Для усиления циркуляции пульпы в камере 6 установлено перфорированное ложное днище с циркуляционной трубой 2, через которые пульпа засасывается ротором вверх.

Горизонтальная направленность потоков пульпы, выбрасываемых ротором, и высокая их аэрированность позволяют вести процесс флотации в машинах при низком уровне пульпы в камере, имеющей большую ширину, что обуславливает низкий удельный расход электроэнергии (не более 2 кВт\*ч/т руды).

Пена из камер удаляется с двух сторон самотеком.

Флотационные машины «Фагергрэн» (или «Вемко-Фагер-грэн») выпускаются с вместимостью камер до 28,3 м<sup>3</sup> и являются одной из наиболее распространенных конструкций машин, применяемых для флотации руд и углей.

Особое значение, которое приобрели пневмомеханические машины в последние годы, обусловлено возможностью создания камер большой вместимости вследствие разъединения в них операций подачи воздуха и диспергирования его с одновременным перемешиванием пульпы мешалками различных конструкций.

Из пневмомеханических машин с пальцевым аэратором наибольшее распространение получили флотационная машина ФПМ с вместимостью камеры до 6,3 м<sup>3</sup>, а в зарубежной практике машины «Аджитейр» с вместимостью камер до 22,6 м<sup>3</sup>. Машины являются прямоточными и имеют принципиально одинаковый аэрирующий узел (рис. 1.30). На полый вал / насажен конический (у машин ФПМ) или плоский (у машин «Аджитейр») импеллер 2, по окружности которого на расстоянии 20—30 мм друг от друга вертикально расположены стержни (пальцы) небольшой длины. Импеллер окружен статорной решеткой с радиальными лопастями радиальными лопастями.

Сжатый воздух по воздухопроводу через полый вал подается под крышку импеллера от воздуходувки низкого давления ( $1 \cdot 10^5$ — $1,5 \cdot 10^5$  Па).

Эффективная диспергация воздуха и аэрация пульпы осуществляются при прохождении их между стержнями вращающегося импеллера и при ударе о радиальные лопасти статорной решетки, обеспечивающей также гашение турбулентных потоков, выбрасываемых импеллером, вращающимся с окружной скоростью 6—8,5 м/с.

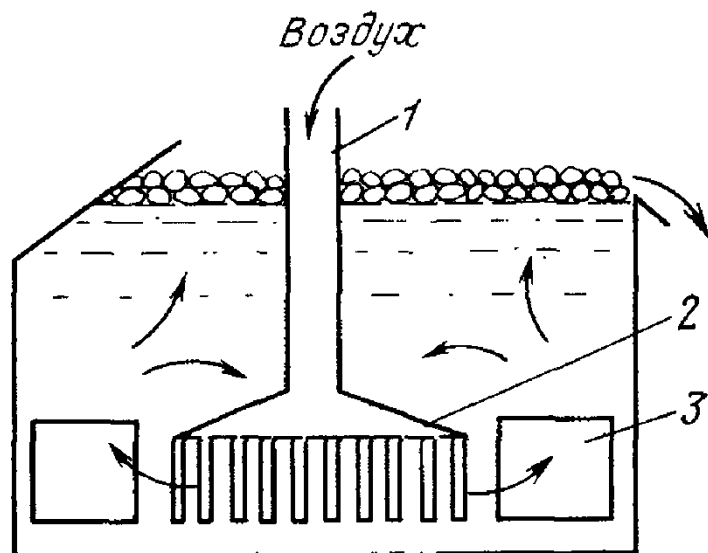


Рис 1.33 Флотационная машина успокоитель пальцевым аэратором

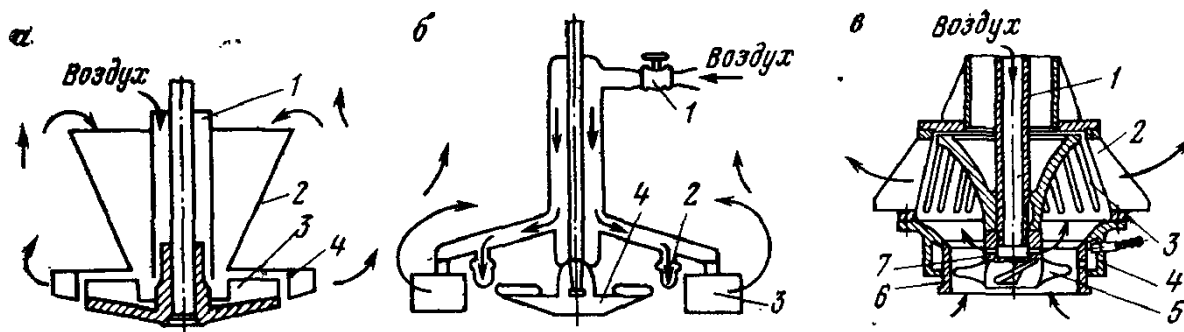


Рис 1.34 Аэраторы флотационных машин «Денвер ДР» (а), «БФР» (б) и ФПМУ6.3 (в)

Достоинствами машины по сравнению с механическими являются возможность регулирования аэрации в каждой камере, меньшие энергоемкость, стоимость ремонта и время флотации (на 20—30%) в основных операциях; недостатками — невозможность флотации крупнозернистого материала, необходимость полной выработки камер при замене блок-аэратора.

Прямоточные машины ФПМ12,5 с вместимостью камеры 12,5 м<sup>3</sup>, ФПМ25 с вместимостью камеры 25 м<sup>3</sup> и «Денвер ДР» с вместимостью камеры до 36,1 м<sup>3</sup> имеют принципиально одинаковый центробежный аэратор. Нижняя часть воздушной трубы 1, в которой вращается вал импеллера 3, помещена внутри открытого конуса 2, к нижней части которого присоединяется статор

Труба и конус соединены между собой вертикальными ребрами. Такая конструкция обеспечивает создание кольцевого пространства между трубой и цилиндром.

При работе машины пульпа засасывается через кольцевое пространство между трубой и цилиндром, а воздух нагнетается по трубе. Пульповоздушная смесь, насыщенная хорошо диспергированными пузырьками воздуха, выбрасывается через статор по всей поверхности днища камеры, преобразуясь

затем в равномерные потоки, направленные вверх и способствующие подъему пузырьков к поверхности.

Применение машин ФПМ12,5, ФПМ25 и «Денвер ДР» позволяет несколько повысить крупность флотируемых частиц, так как при больших объемах пульпы, циркулирующей через импеллер, увеличивается скорость восходящих потоков, обеспечивающих эффективное взвешивание минеральных частиц.

Машины ФПМ12,5 и «Денвер ДР» широко применяются на обогатительных фабриках, перерабатывающих калийные соли, фосфатные, медные, цинковые, молибденовые и другие руды, а также при флотации углей и других полезных ископаемых.

Основной конструктивной особенностью прямоточной флотационной пневмомеханической машины БФР (Швеция) с вместимостью камеры до 8 м<sup>3</sup> является подача воздуха в зону перемешивания в виде струй тонкодисперсных пузырьков.

Аэрационный узел этой машины состоит из импеллера 4, резинового кольца 2, сопел и диспергатора 3. Импеллер представляет собой плоский диск с радиальными лопатками с обеих сторон. Кольцо из специальной мягкой резины имеет форму тора и устанавливается по периферии надымпеллерного диска. В нижней части кольца имеются или несколько рядов прорезей длиной 2—5 мм, или большое число мелких отверстий. Диспергатор, представляющий собой кольцо с радиальными лопатками овальной формы, служит для дополнительной диспергации воздуха и равномерного распределения его и пульпы по камере. Воздух подается от компрессора или воздухоудовки и расход его регулируется вентилем.

Получение тонкодиспергированного воздуха положительно сказывается на эффективности флотации. Широкому распространению машины препятствуют сложность конструкции аэратора, относительно малый объем поступающего в камеры воздуха, довольно высокие энерго- и металлоемкость. Прямоточная флотационная машина ФПМУ6,3 с вместимостью камеры 6,3 м<sup>3</sup> имеет комбинированный блок-аэратор (рис. 1.35, в). Воздух поступает через полый вал в ступицу осевого импеллера 5; заключенного в трубу 6.

Радиальные отверстия 7 полого вала служат для равномерного распределения воздуха в полости конического пальцевого импеллера 3. Кроме того, воздух может быть подан через патрубок фурмы 4 непосредственно на лопатки осевого импеллера.

Вокруг пальцевого импеллера установлен статор 2 с укороченными лопатками, улучшающими диспергирование воздуха и способствующими снижению турбулентности пульпы в камере.

Сочетание в блоке-аэраторе центробежного пальцевого и осевого импеллеров позволило добиться эффективного диспергирования больших объемов воздуха (до 300 м<sup>3</sup>/ч) и удовлетворительного распределения его по всему сечению камеры.

В прямоточной флотационной машине ФПМ с коническим аэратором с вместимостью камеры до 6,3 м<sup>3</sup> аэратор представляет собой полый усеченный

конус 4У закрытый сверху диском 2 и установленный на полом валу 3 вершиной вниз. На внешней поверхности конуса имеются стержневые рифли 1.

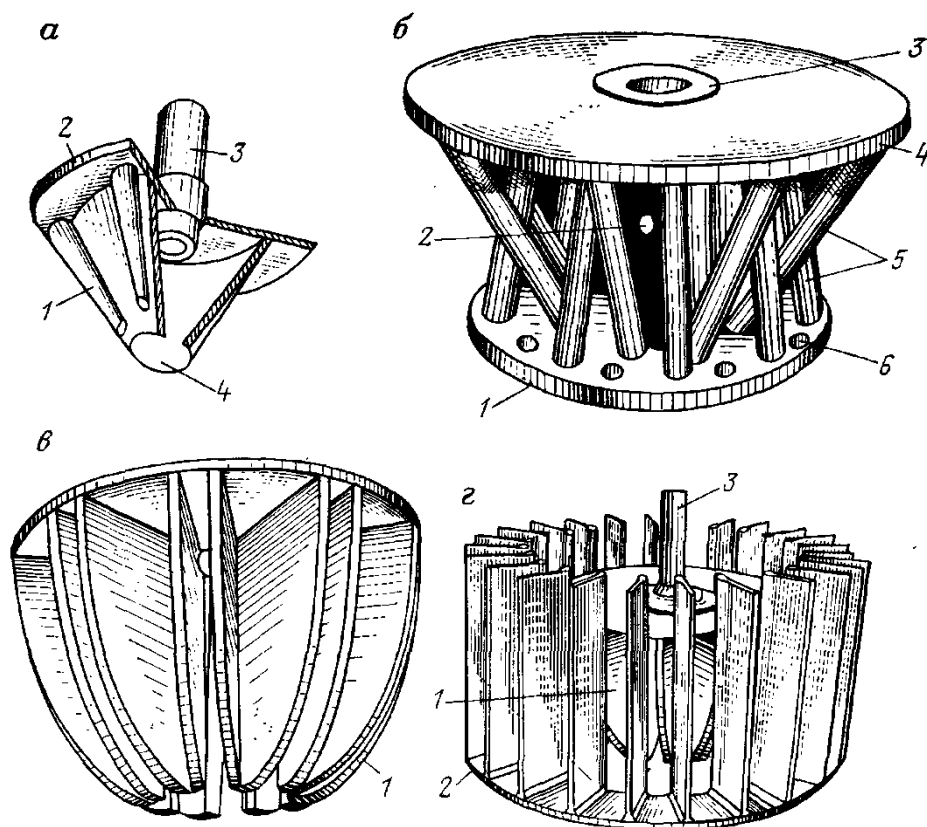


Рис. 1.35 Аэраторы флотационных машин ФПМ с коническим аэратором (а), «Минимет» (б), ОК16 и ОК38 (в, г)

Воздух подается внутрь полого конуса, выходит через отверстие в его нижней части и за счет собственной подъемной силы устремляется вверх по внешней расширяющейся поверхности, попадая в пристенный слой, в котором он движется вместе с потоками перекачиваемой жидкости. При этом благодаря расширению конуса слой воздуха утоньшается и на него с возрастающей интенсивностью воздействуют неровности поверхности, за которыми образуются каверны, при замыкании которых происходит эффективное диспергирование воздуха, Пульповоздушные потоки в верхней части тела вращения по периметру основания выбрасываются в окружающую среду.

Аэратор отличается простотой конструкции, низкой энергоемкостью и высокой удельной производительностью. Машина с коническими аэраторами применяются в основном при флотации горнохимического сырья.

В прямоточной флотационной машине «Минимет» (Франция) с вместимостью камеры до  $12,2 \text{ м}^3$ , широко применяемой на обогатительных фабриках Франции, импеллер выполнен в виде корзины, стержни 5 которой расположены на поверхности двух противоположно направленных конусов, находящихся на одной оси. Угол конусности составляет  $15\text{—}25^\circ$ .

Верхний диск 4 импеллера сплошной, а в нижнем имеются циркуляционные отверстия 6. Импеллер устанавливается на полом валу 3, в

нижней части которого имеются отверстия 2 для подачи воздуха внутрь импеллера. Импеллер флотационной машины, как правило, работает без статора, достаточно равномерно распределяет воздух и перемешивает его с пульпой. Съем пены односторонний и осуществляется самотеком.

Аэратор проточных флотационных машин ОК16 и ОК38 (Финляндия) с вместимостью камеры 16 и 38 м<sup>3</sup> состоит из лопастного ротора 1 и радиального статора 2. Ротор 1 представляет собой диск, к которому снизу по кругу крепятся 10 элементов. Каждый элемент состоит из двух радиальных лопастей сложного профиля и имеет V-образную форму. Лопасти соседних элементов параллельны и между ними имеются щели, из которых воздух, подаваемый через полый вал 3, выходит в камеру.

При вращении ротора пульпа со дна камеры засасывается вверх в полость между радиальными лопастями и выходит в верхней части ротора. Точки выхода пульпы и воздуха из полости ротора чередуются попеременно по кругу, но на выходе из него смешиваются. Образованная пульповоздушная смесь выбрасывается между лопатками статора в камеру.

Аэратор обладает хорошими аэрационными характеристиками и машина ОК16 нашла широкое применение в Финляндии.

Флотационная машина «Максвелл» (Канада) представляет собой чан вместимостью от 4,25 до 56,6 м<sup>3</sup>, в котором пульпа перемешивается лопастным импеллером 2, а воздух подводится снизу через трубу с обратным резиновым клапаном и специальной распределительной головкой. Пенный желоб 5 расположен внутри чана и закреплен на четырех успокоительных пластинах 4. Исходное питание поступает по трубе 6, камерный продукт выходит через трубу 3.

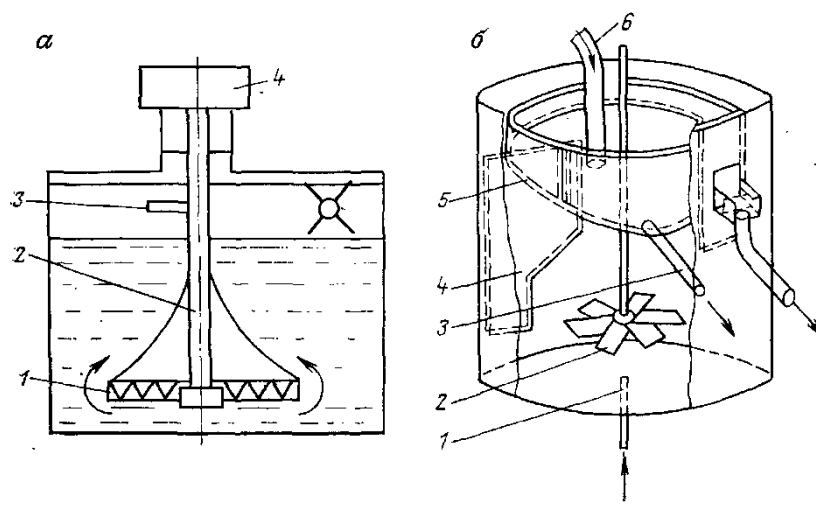


Рис. 1.36 Флотационные машины вибрационная (а) и «Максвелл» (б)

В других флотационных машинах, созданных на основе агитационных чанов, воздух подается через кольцевой воздухопровод, гуммированный резиной с отверстиями для выхода воздуха и помещаемый внутрь чана.

Преимуществом машин типа «Максвелл» является возможность переработки в них сравнительно крупнозернистых пульп без оседания частиц

при наличии в верхней части камеры спокойной зоны. Отличительной особенностью их являются небольшой расход подаваемого воздуха, 12—0,33 м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>3</sup> объема пульпы) и слабая зависимость времени флотации от времени пребывания пульпы в камере (чане). Машины устанавливаются обычно дополнительно к основному фронту флотации и в них выполняется либо операция концентрирования пульпы с одновременным снятием в пену богатой «головки» концентрата, либо дофлотация хвостов обычных машин. Достоинствами пневмомеханических машин являются:

- достаточная простота их конструкции; постоянство аэрационной характеристики, не зависящей от износа рабочих органов;
- возможность регулирования расхода воздуха в широком диапазоне; небольшая металлоемкость;
- меньший расход электроэнергии; большой срок службы аэратора;
- простота эксплуатации.

В пневматических флотационных машинах пульпа аэрируется и перемешивается сжатым воздухом. К основным типам таких машин относятся аэролифтные, колонные, циклонные и пенной сепарации.

В мелких аэролифтных машинах подаваемый из ресивера под давлением  $1,2 \cdot 10^4$ — $3 \cdot 10^4$  Па воздух, выходя из трубок 6, установленных в ванне 4У поднимается между продольными стенками аэролифта 5 и смешивается с пульпой, понижая ее плотность в этой зоне. Вследствие возникающей разности гидростатического давления, пульпа выбрасывается из аэролифта и падает между стенками аэролифта и перегородками 2. В аэролифте и в зоне падения происходит интенсивное перемешивание воздуха с пульпой и его диспергирование.

Аэрированная пульпа вытекает из зоны падения через отверстия в перегородках. Толщина слоя пены, образующегося между перегородками и стенками машины, регулируется хвостовыми порогами 3 или накладками на них.

Пульпа циркулирует в ванне машины под действием аэролифта и течет вдоль машины под напором поступающего в машину потока. При высоте ванны машины около 900 мм, расстоянии между пенными порогами 1300 мм и между стенками аэролифта 160—200 мм расход воздуха составляет от 4 до 13 м<sup>3</sup>/мин на 1 м длины машины.

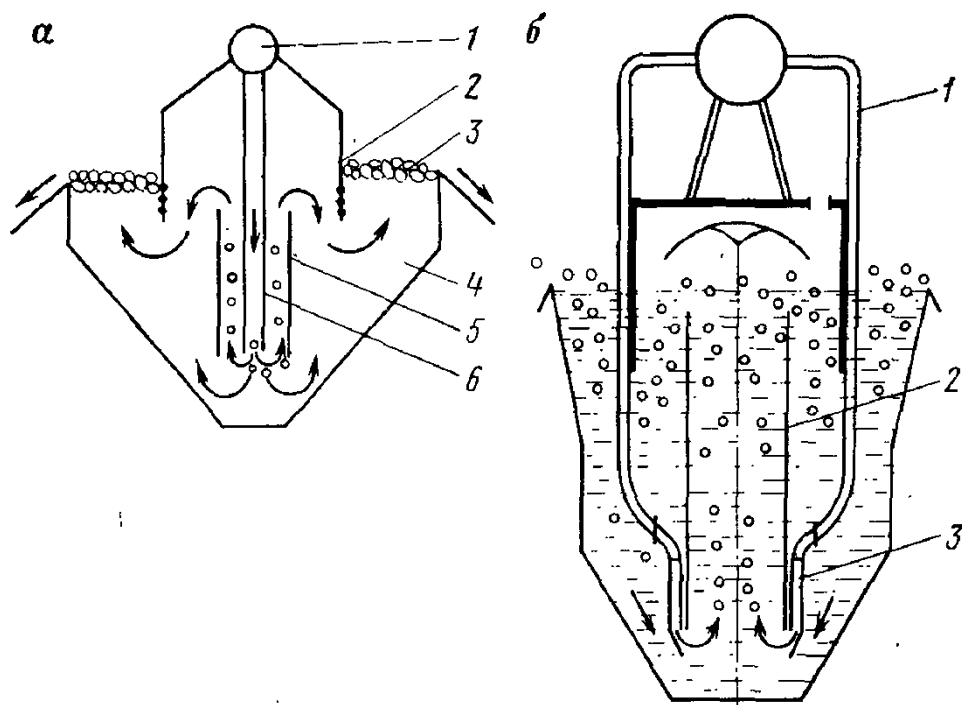


Рис. 1.37 Мелкая (а) и глубокая (б) аэролифтные машины

По сравнению с механическими и пневмомеханическими, эти машины отличаются простотой конструкции и малой металлоемкостью. Их недостатком являются низкие удельная производительность  $0,75—3$  т-м<sup>2</sup>/ч) и коэффициент использования воздуха, а также недостаточная эффективность при работе на зернистых тяжелых пульпах.

Принцип действия глубоких аэролифтных машин аналогичен предыдущим. Глубокая аэролифтная флотационная машина (АФМ 2,5) конструкции Механобра с глубиной ванны 2,5 м отличается от других типов аэролифтных машин конструкцией аэролифта 2 и воздухопровода 1, имеющего в нижней части аэраторы 3 с резиновыми щелевыми затворами, гарантирующими воздухопроводную систему от попадания в нее пульпы.

Эти особенности глубокой аэролифтной машины сделали ее удобной в эксплуатации. Производительность по потоку пульпы достигает  $10$  м<sup>3</sup>/мин, расход воздуха  $5—7$  м<sup>3</sup>/мин на 1 м длины машины при средней крупности флотуруемого материала и до  $10$  м<sup>3</sup>/мин при повышенной его крупности; давление воздуха  $2,5 \cdot 10^4—3 \cdot 10^4$  Па.

Машина имеет ряд преимуществ по сравнению с мелкими аэролифтными машинами: более высокую аэрацию пульпы и лучшую диспергацию воздуха; более высокий КПД аэролифта, увеличивающий интенсивность циркуляции и перемешивания пульпы и позволяющий флотировать крупнозернистый материал; более высокую производительность на единицу объема машины; занимает значительно меньшую площадь. Расход энергии для АФМ 2,5 приблизительно на 40 % меньше, чем для мелких аэролифтных или механических флотационных машин.

Машину рекомендуется применять при простых схемах обогащения и одновременно большом выходе пенного продукта в качестве флотационных



аппаратов пневматические флотационные колонны. Высота их меняется от 2 до 10 м, а сечение может быть круглым, эллиптическим или прямоугольным. Исходная пульпа по пульпопроводу 5 подается в среднюю часть колонны 4, X воздух из ресивера под необходимым давлением  $1,4 - 10^5$  Па) вводится в аэратор 6 из пористого материала с отверстиями размером от 5 мкм до 2,5 мм.

Флотация в колонной машине осуществляется при противоточном движении воздушных пузырьков и потоков пульпы.

Пульпа движется вниз к разгрузочному патрубку 7 навстречу всплывающим пузырькам. Воздушные пузырьки образуют на поверхности колонны пену, которая орошается для удаления частиц пустой породы водой из трубы 3. Пена отводится по трубе 2. Скорость нисходящих потоков пульпы должна быть меньше скорости всплывания воздушных пузырьков.

Превышение этой скорости приводит к локальному скоплению пузырьков, их коалесценции и периодическому выбросу воздушных пробок.

Флотационная колонна имеет ряд преимуществ, по сравнению с обычными флотационными машинами: она занимает 5—10 % площади, необходимой для обычных машин; не имеет движущихся частей, что снижает расход электроэнергии и затраты на обслуживание; может быть легко автоматизирована и управляться с центрального пульта. Основные трудности, возникающие при работе колонных машин, связаны с забивкой аэраторов.

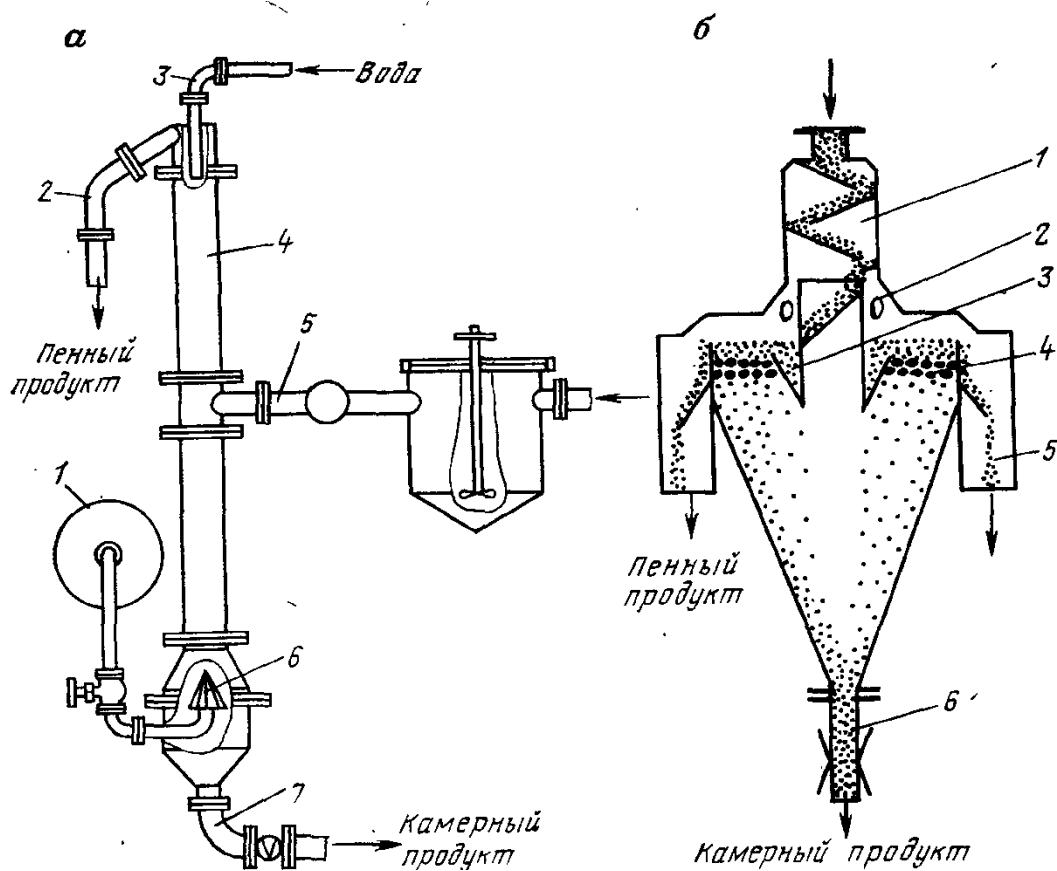


Рис. 1.38. Колонная флотационная машина (а) и машина для пенной сепарации (б).

В циклонных флотационных машинах, имеющих форму циклона, создается вращательное движение пульпы, подаваемой насосом; воздух поступает через пористые перегородки и патрубки.

Во флотационной машине пенной сепарации пульпа, обработанная реагентами, подается сверху через загрузочное устройство 1 и приемные желоба 3, обеспечивающие равномерное распределение пульпы по всей длине флотационной машины на ее правую и левую стороны. Пульпа в желобах подвергается разжижению и аэрации воздухом, эжектируемым при работе брызгал 2, и воздухом, подаваемым через резиновые пористые трубки, установленные в этих желобах. Затем пульпа поступает на пенный слой, образуемый в результате подачи сжатого воздуха (под давлением около  $1,5 \cdot 10^5$  Па) через трубчатые резиновые аэраторы 4 с пористыми стенками, установленные на 150—200 мм ниже пенных порогов.

Гидрофобные минеральные частицы закрепляются на поверхности воздушных пузырьков, а гидрофильные частицы под действием силы тяжести попадают на дно камеры и разгружаются через разгрузочное устройство 6. Сфлотированные частицы загружаются через пенные пороги в концентрационные желоба 5.

Принципиально новый способ подачи пульпы в машину, обеспечивающий максимальную вероятность флотации при минимальных значениях инерционных сил, позволяет значительно увеличить скорость флотации и повысить крупность флотируемых частиц в 3—4 раза по сравнению с обычными флотационными машинами. Недостатком машин пенной сепарации является необходимость классификации (в ряде случаев), тщательного перемешивания с реагентами и аккуратной подачи материала на пенный слой.

Выпускаемые флотационные машины ФПС16 и ФП16 предназначены главным образом для флотации крупных классов горно-химического сырья и легко флотируемых материалов, не требующих длительного времени флотации. В отличие от ФПС16, в машине ФП16 возможна организация до флотации материала путем неоднократной подачи его на пенный слой встроенным аэролифтом. Необходимое время флотации может быть получено увеличением числа камер в машине.

К достоинствам машин пневматического типа относятся:

- предельная простота конструкции; отсутствие вращающихся частей, быстроизнашивающихся деталей и узлов; малая металлоемкость; простота эксплуатации.

Недостатками их являются:

- необходимость применения воздухонагнетательных установок для подачи воздуха и насосов для перекачки промпродуктов;
- ограниченность применения (только для простых схем флотационного обогащения).

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Barry A. Wills and James A. Finch. Wills' Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2006.

3. Абрамов А.А. «Флотационные методы обогащения.» Учебник. М. Недра, 1984. 383с.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **САМОСТОЯТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ**

**ПО КУРСУ**

**ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

### **Темы самостоятельных работ:**

1. Новые флотационные машины, применяемые в производстве
2. Технология флотационного обогащения сульфидных золотосодержащих руд
3. Пенообразователи и механизм их действия при флотации
4. Реагенты собиратели и механизм их действия при флотации
5. Активаторы и механизм их действия при флотации
6. Депрессоры и механизм их действия при флотации
7. Регуляторы среды и механизм их действия при флотации
8. Конструкции и принцип работы флотационных машин
9. Факторы, влияющие на процесс флотации
10. Реагентный режим флотации
11. Конструкция и принцип работы пневмомеханическая флотомашинны.
12. Конструкция и принцип работы пневмотическая флотомашинны.
13. Конструкция и принцип работы механическая флотомашинны.
14. Классификация флотоеагентов.
15. Выбор технологические схемы обогащения смешанных руды методом флотации.
16. Требования к качеству получаемых концентратов при флотации.

**ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



**ГЛОССАРИЙ**

**ПО КУРСУ**

**ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**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 ( $\gamma$ ) 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  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (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 породообразующих 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**

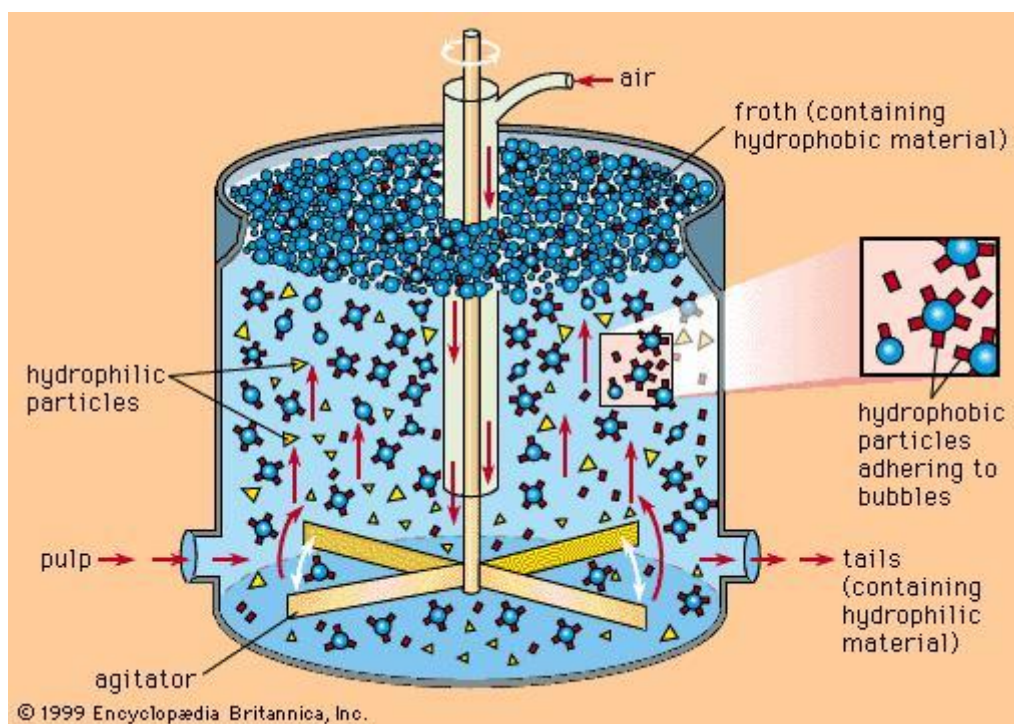
In the process called jigging, a water stream is pulsed, or moved by pistons upward and downward, through the material bed. Under the influence of this oscillating motion, the bed is separated into layers of different densities, the heaviest concentrate forming the lowest layer and the lightest product 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 СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **РАЗДАТОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

**ПО КУРСУ**

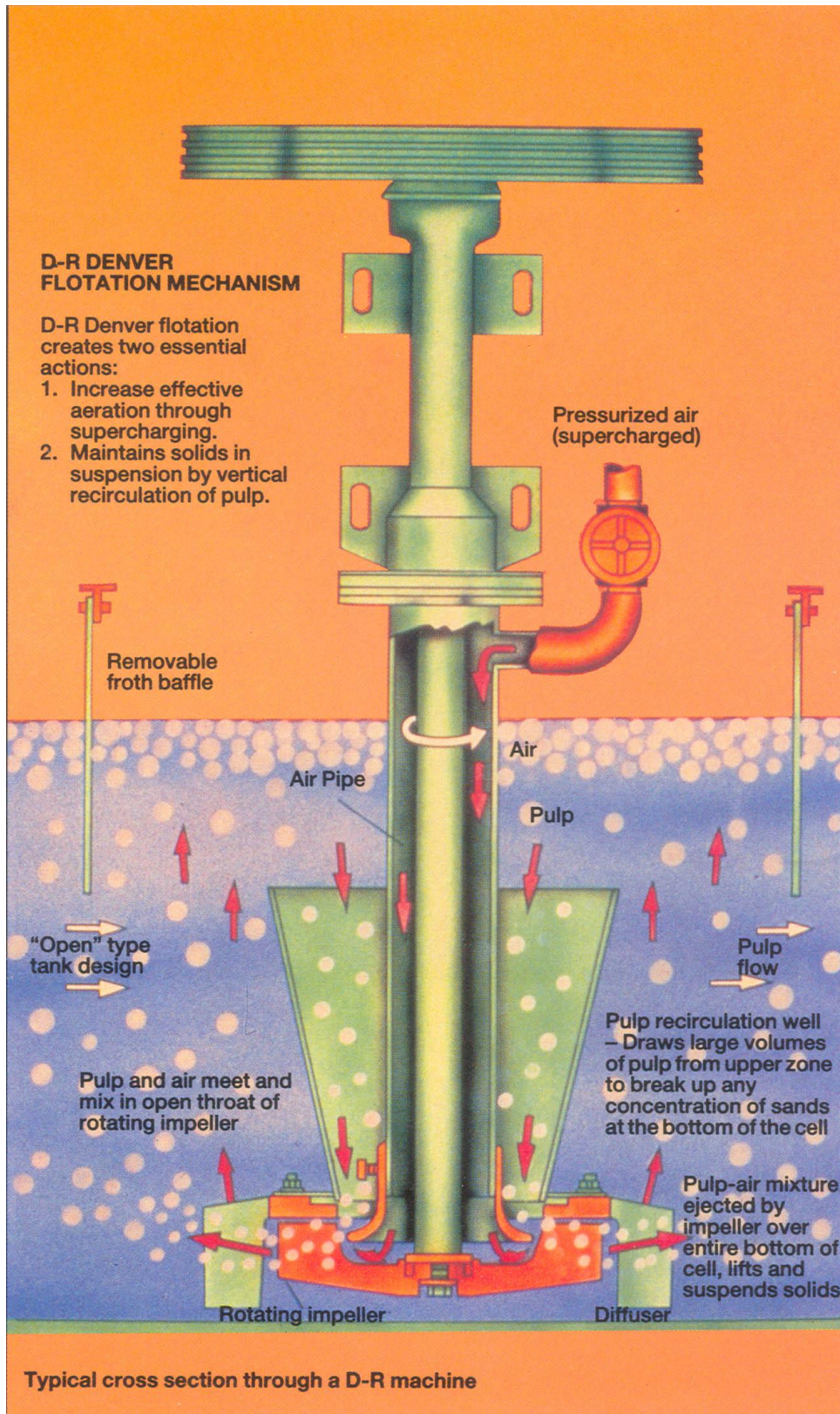
**ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**



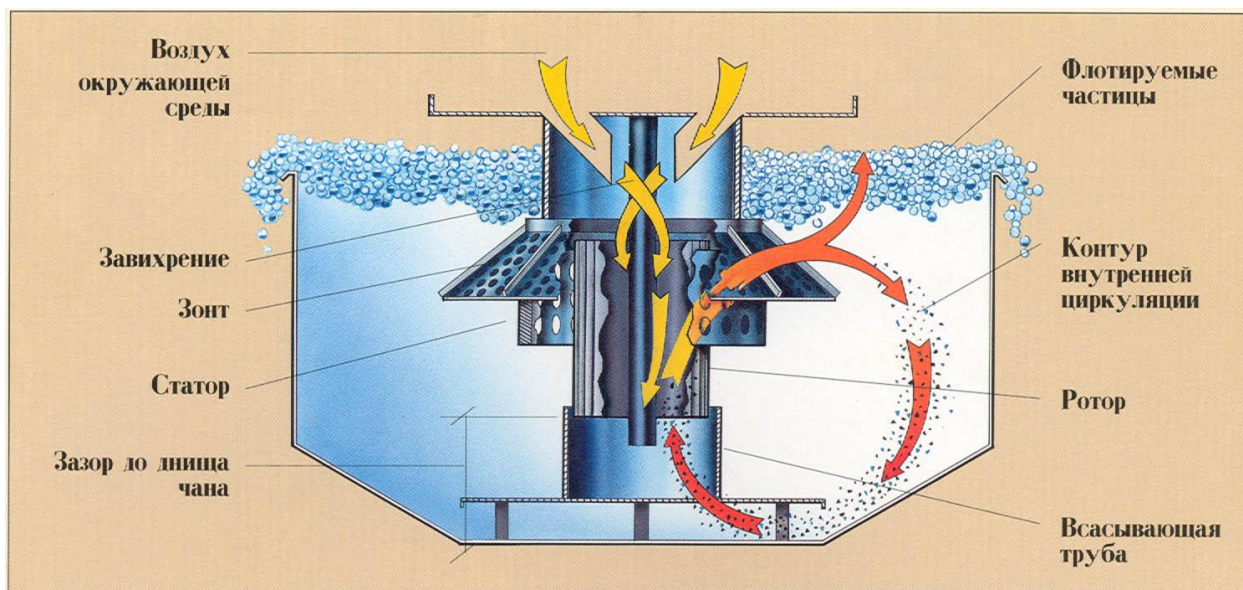
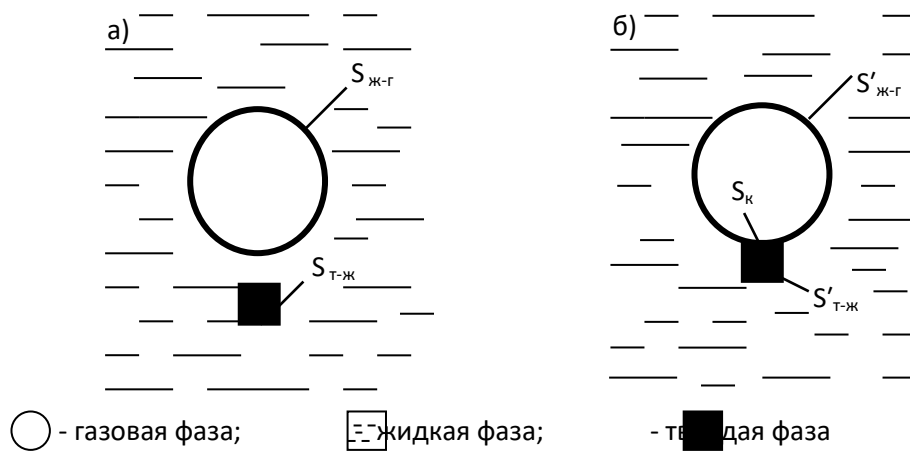
Сфалерит



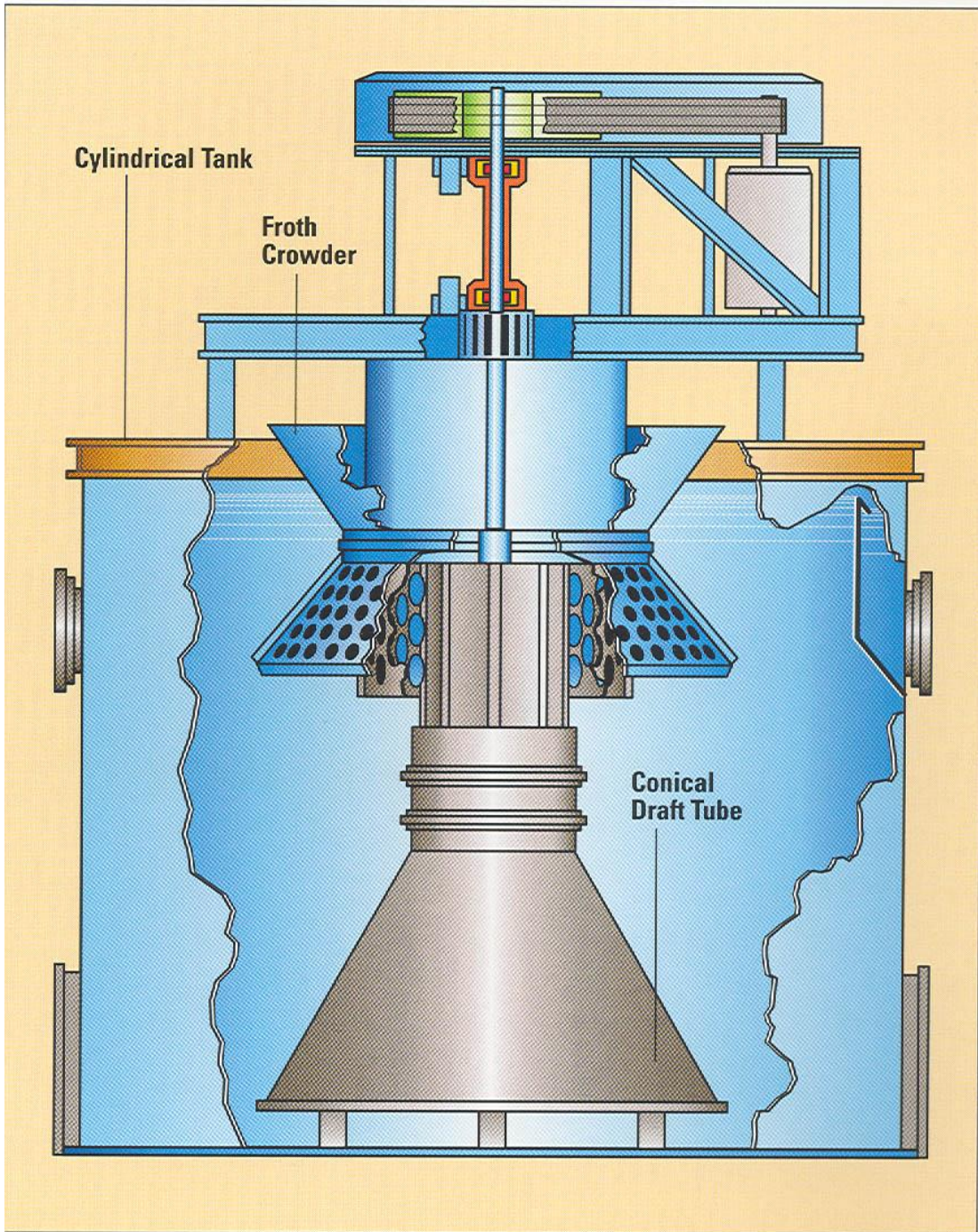
Молибденит

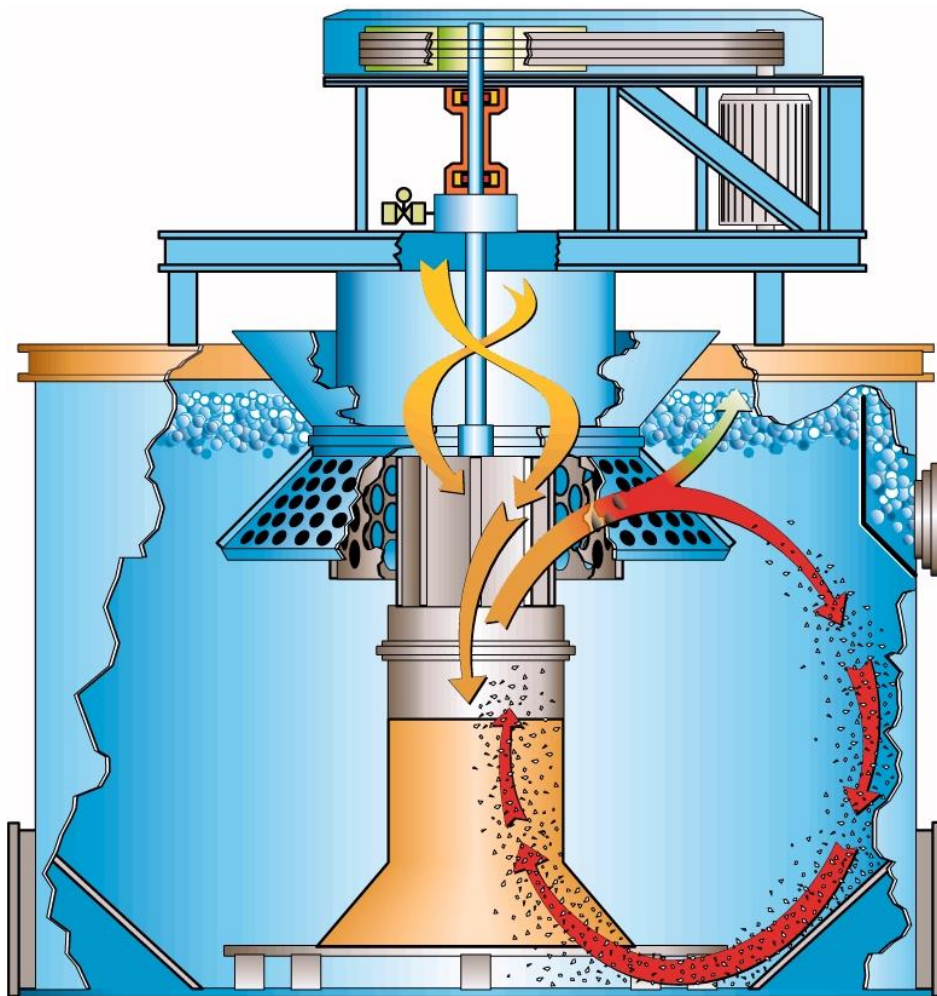
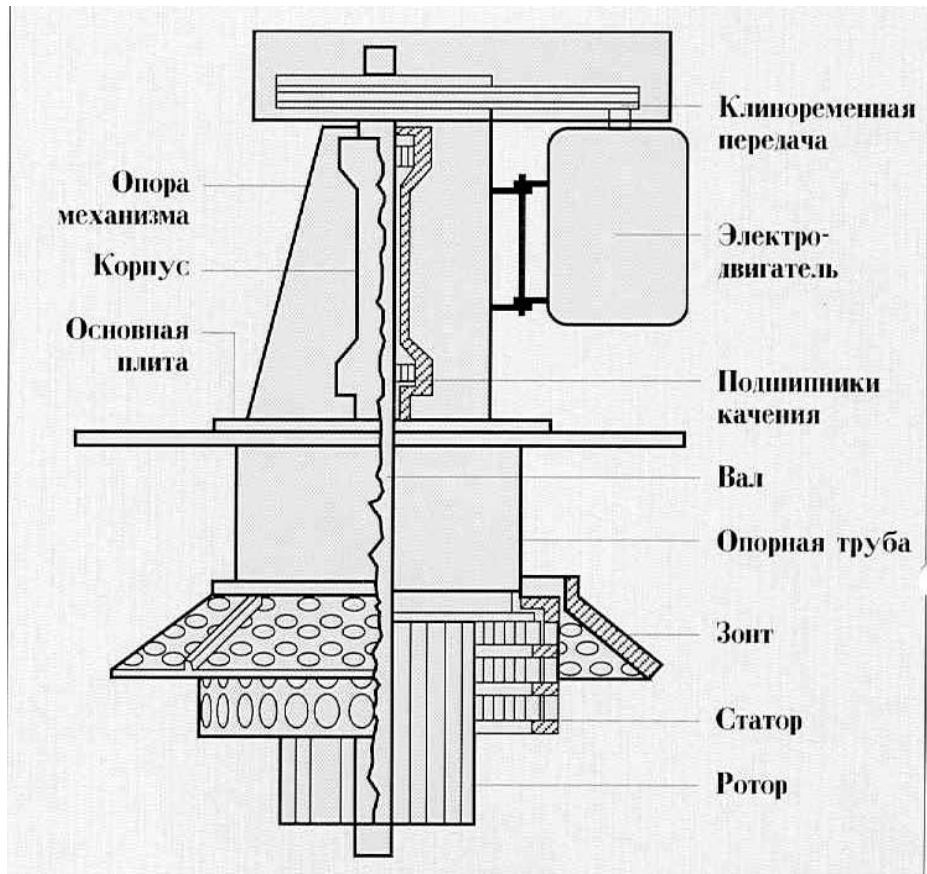


Флотационная машина

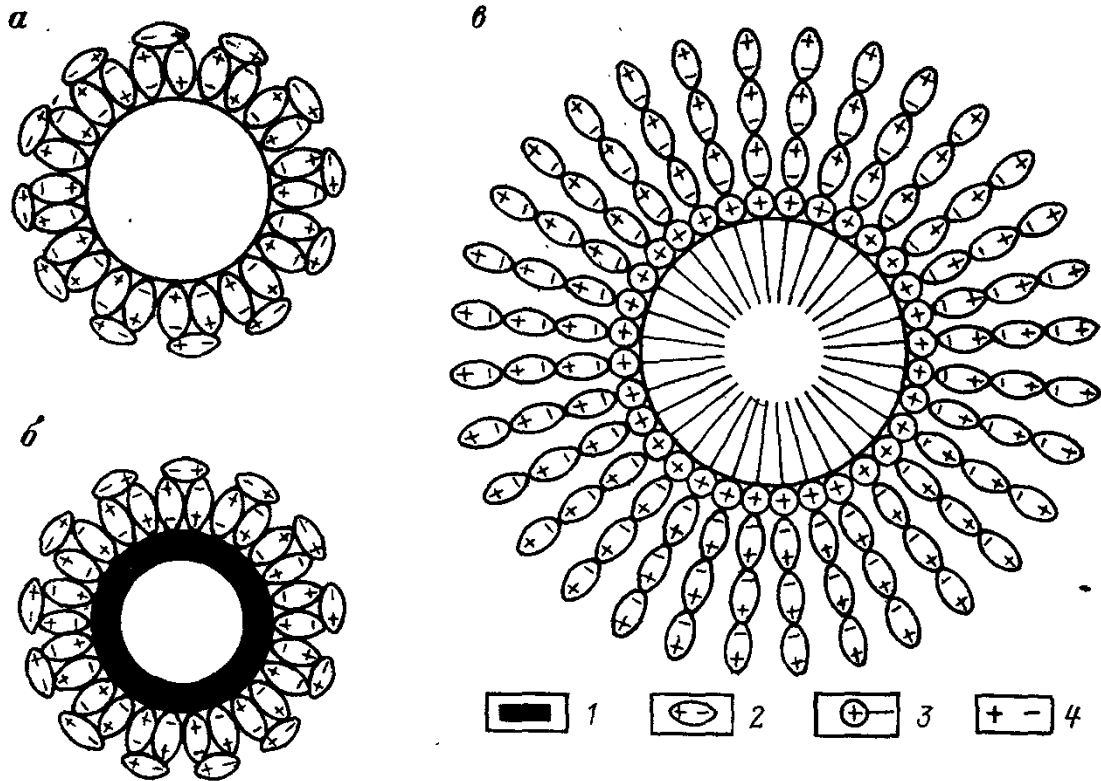
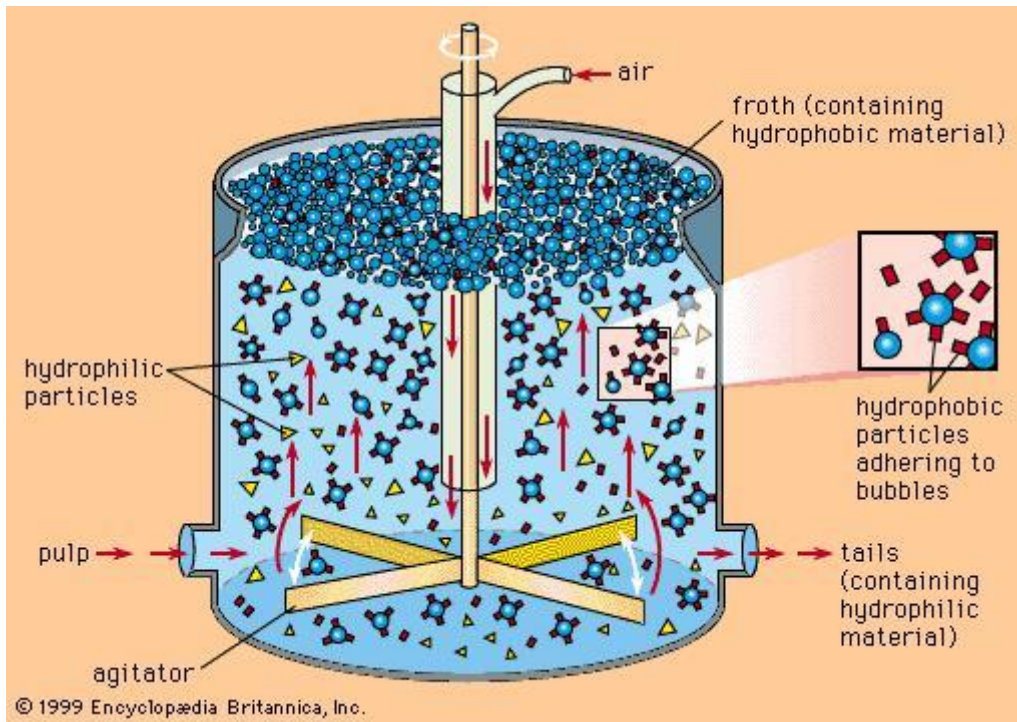




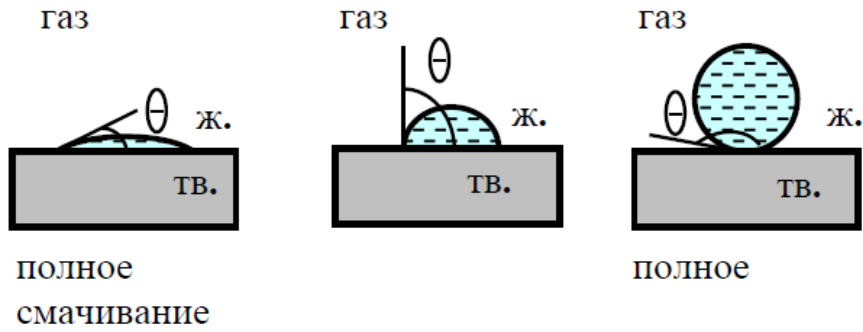




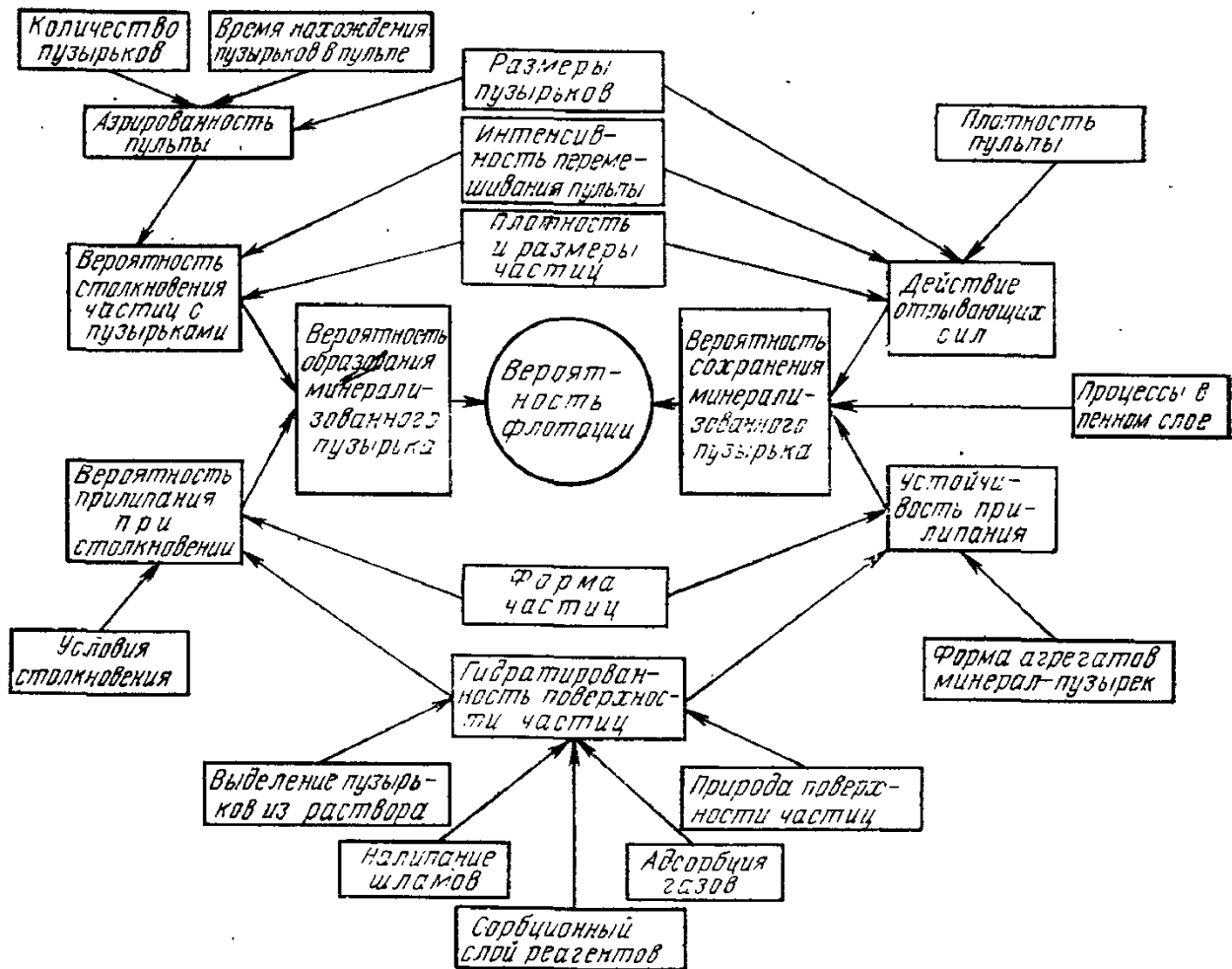




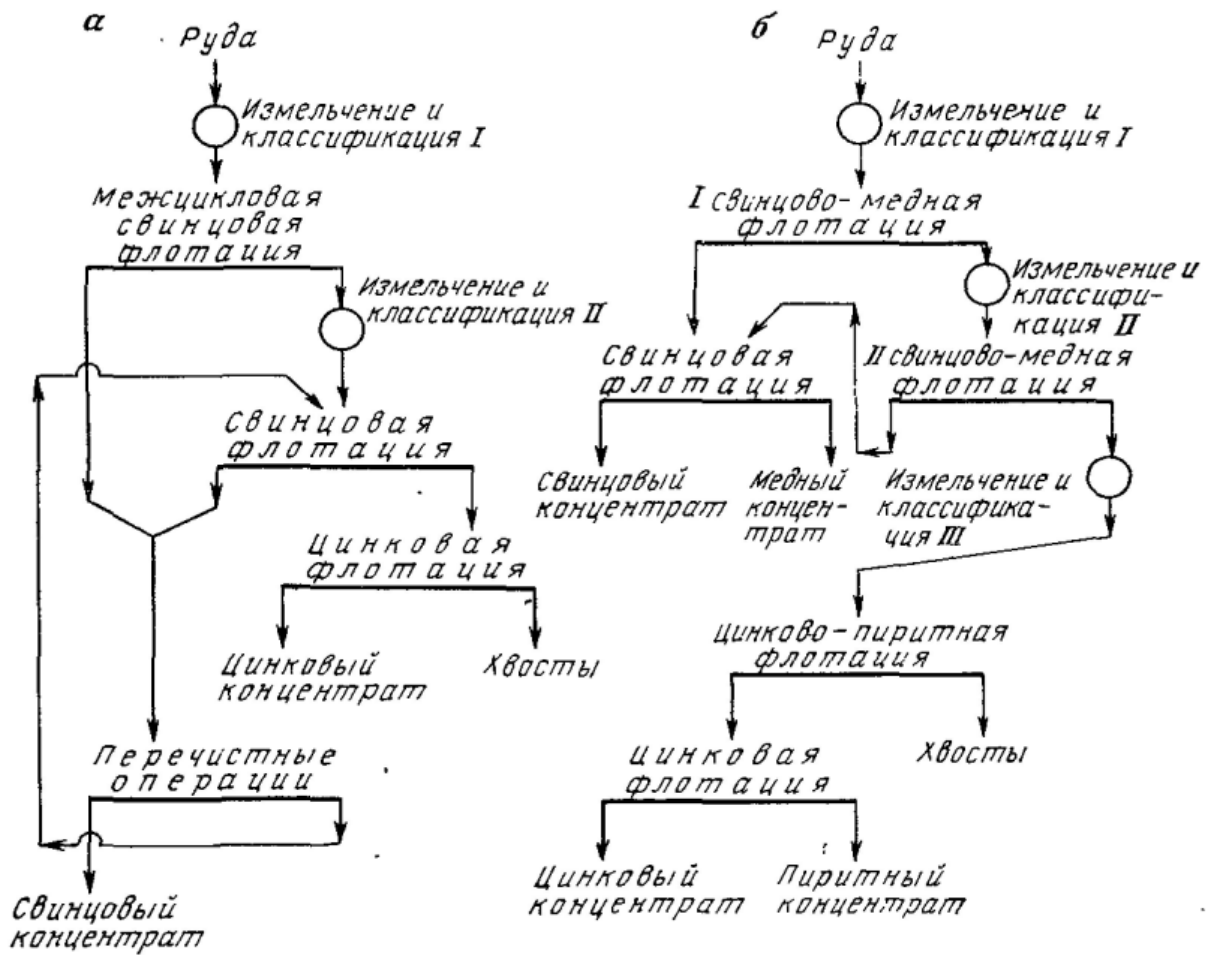
Структура гидратного слоя на поверхности пузырьков воздуха в воде



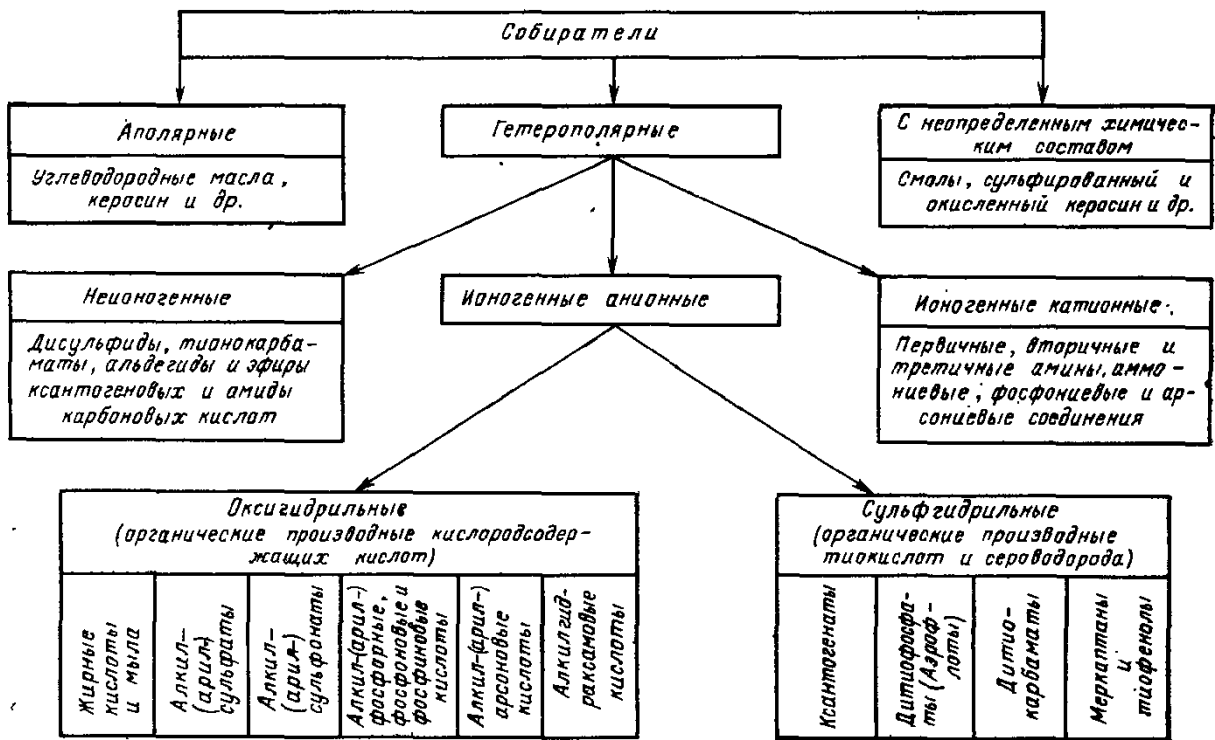
Степень смачивания твердой поверхности с водой



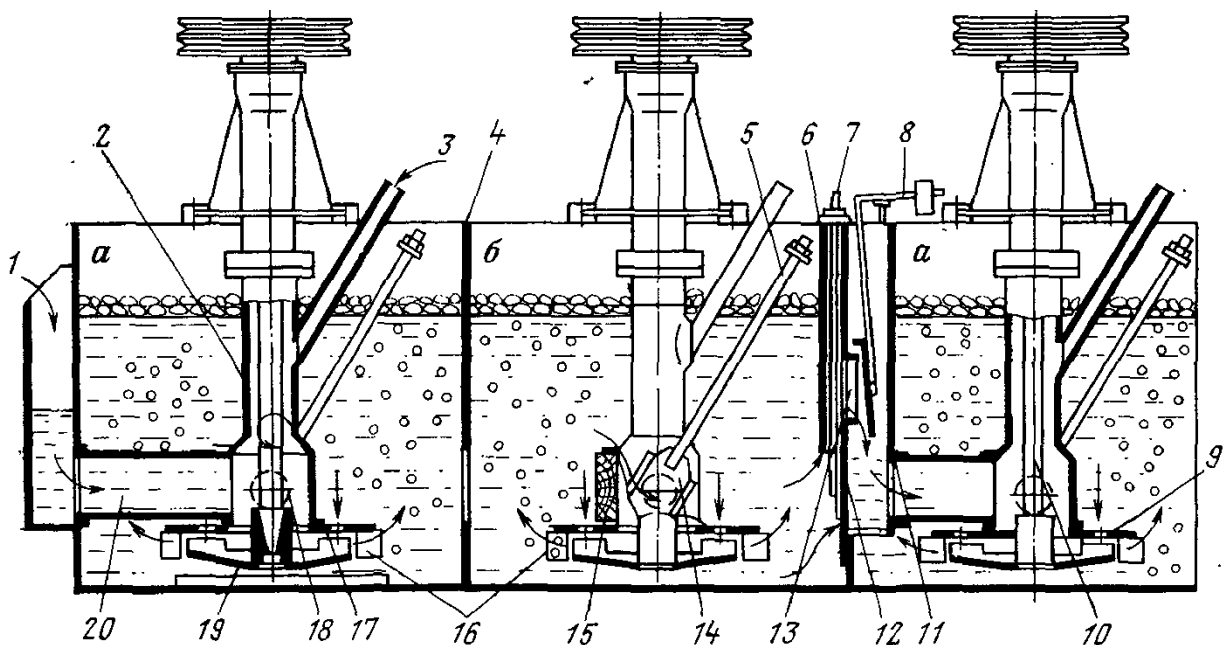
Главные факторы, определяющие вероятность флотации (по В.И.Классену)



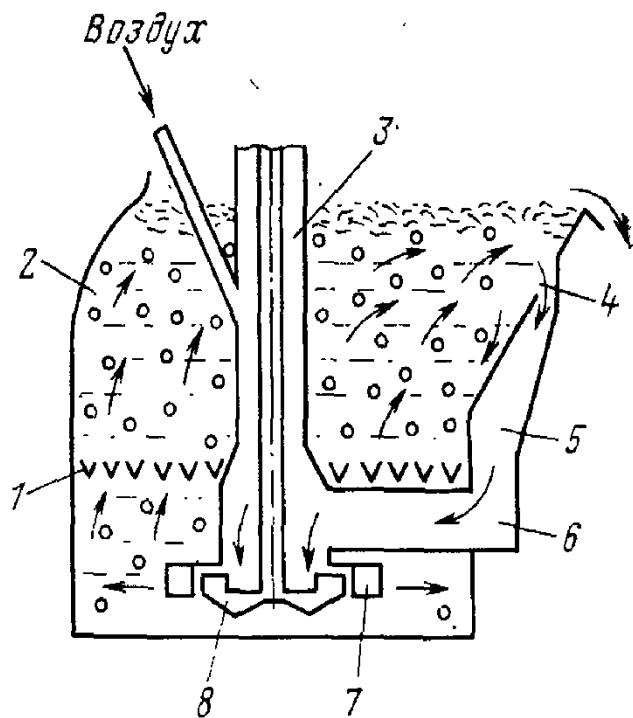
Принципиальные двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы с доизмельчением богатых хвостов флотации



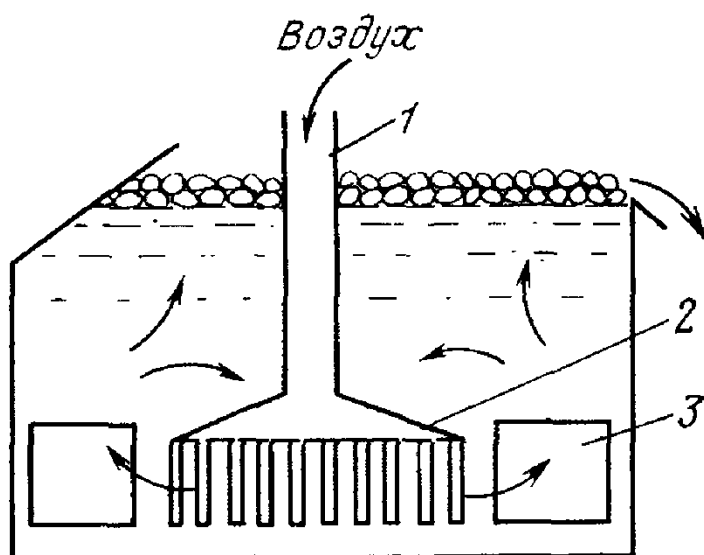
Классификация основных групп собирателей



Флотационная машина конструкции Механобра с всасывающими(а) и прямоточной б) камерами

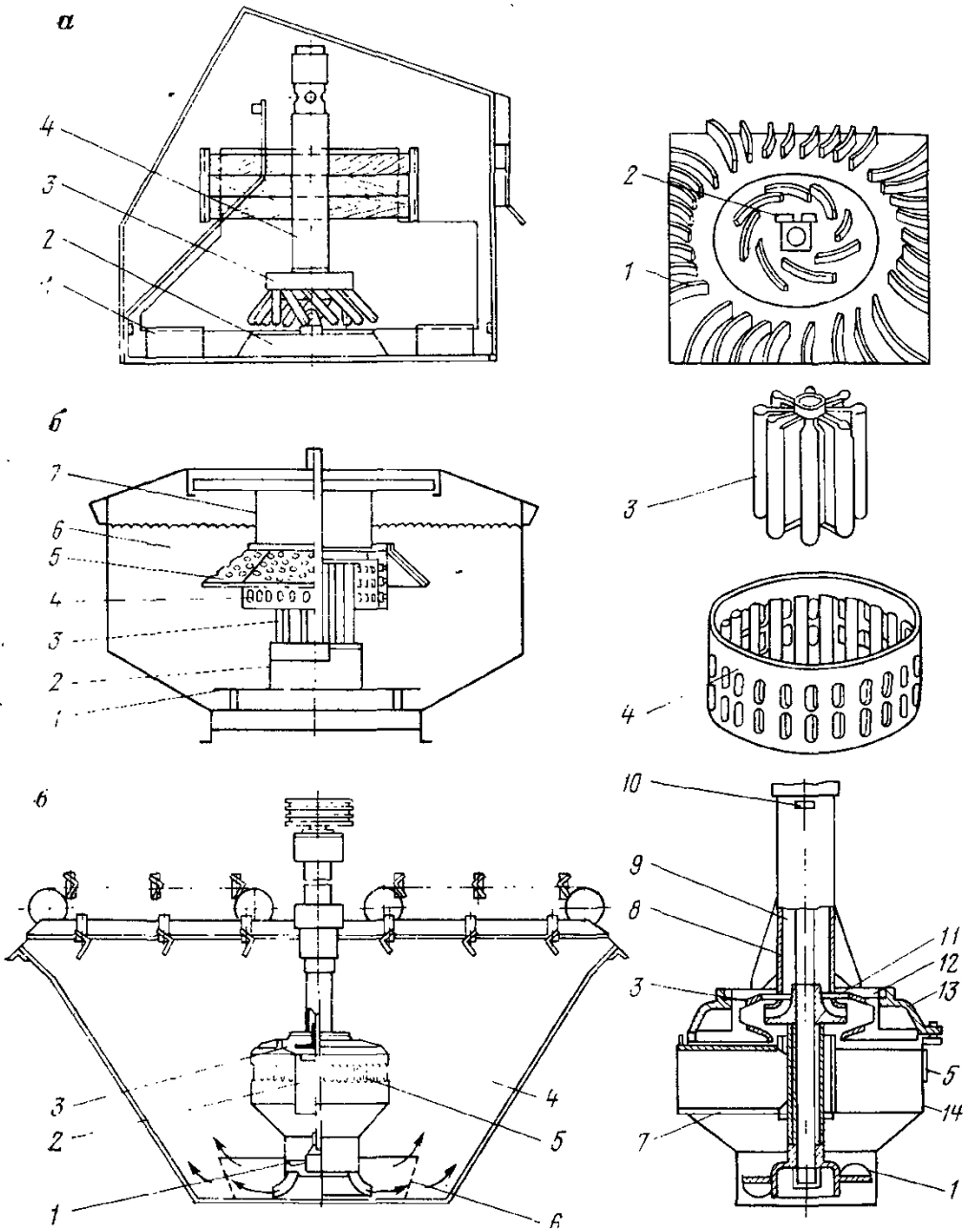


Флотационная машина- с кипящим слоем ФМ6, ЗКС

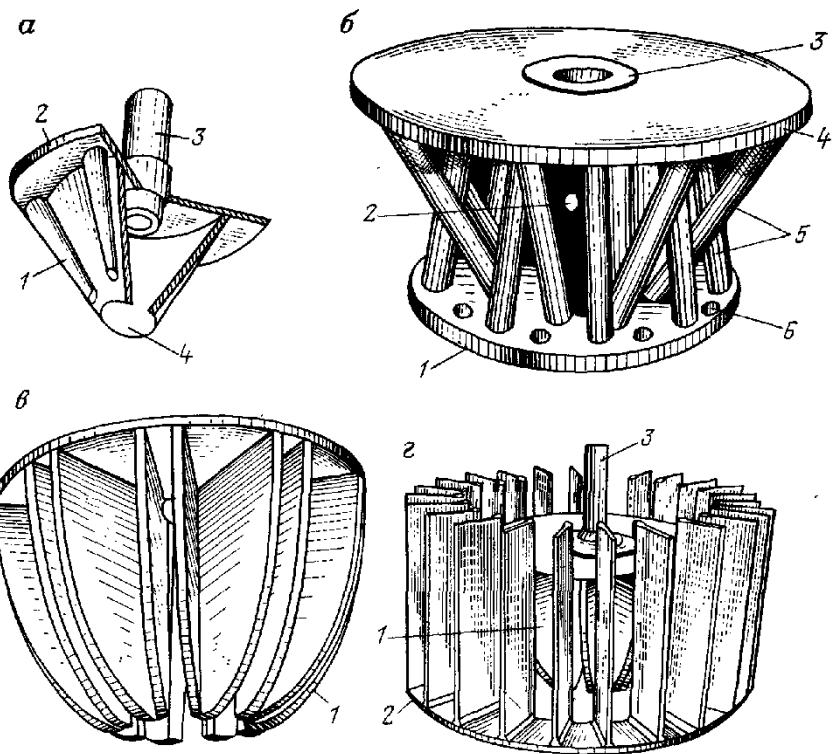


Флотационная машина успокоитесь пальцевым аэратором

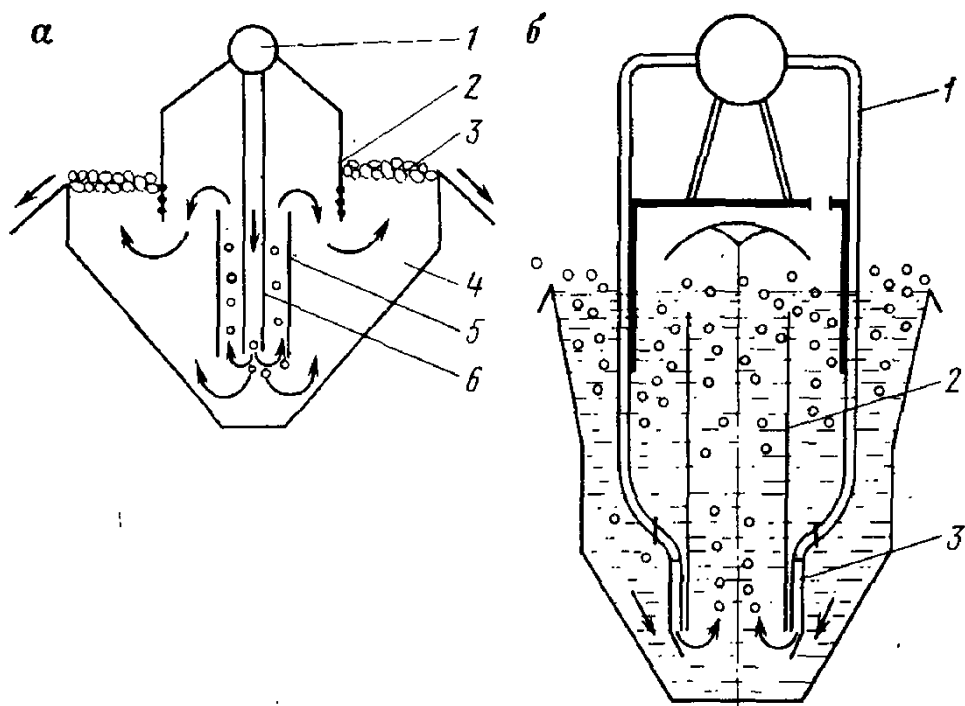




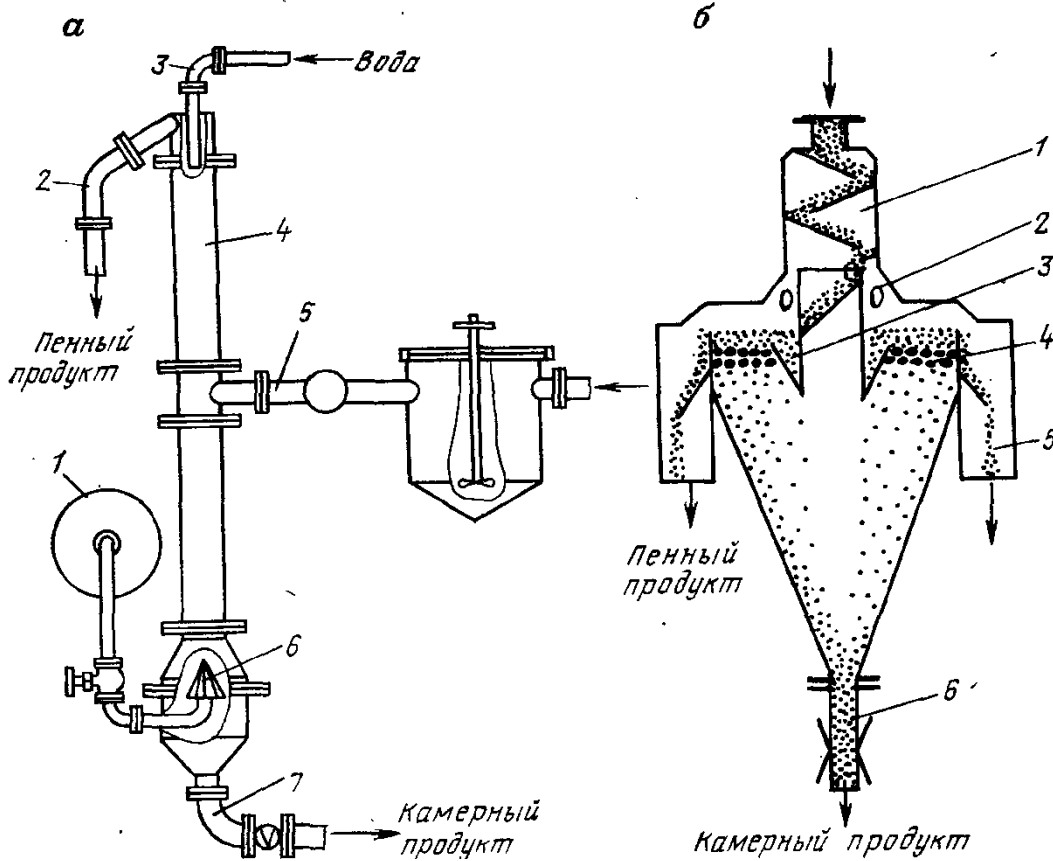
Аэрационные узлы флотационных машин «Вормен» (а), «Фагер-грен» (б), МФУ (в)



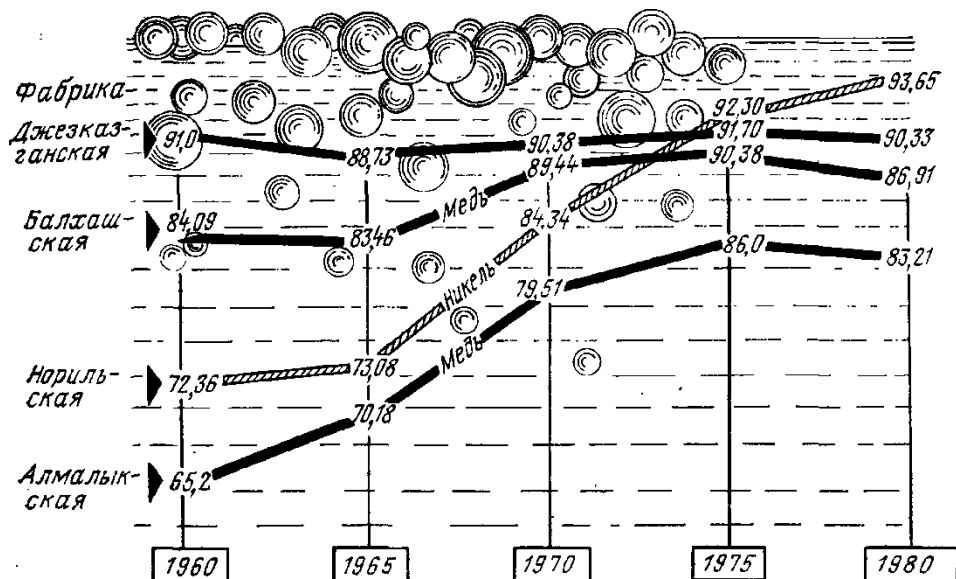
Аэраторы флотационных машин ФПМ с коническим аэратором  
(а), «Минимет» (б), ОК16 и ОК38 (в, г)



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 СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **ТЕСТОВЫЕ ВОПРОСЫ**

**ПО КУРСУ**

**ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ**

**Тестовые вопросы по предмету**  
**«Флотационные методы обогащения руды»**

**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)  $90^\circ$ ;

В)  $180^\circ$ ;

С)  $0^\circ$ ;

Д)  $45^\circ$ ;

Е)  $135^\circ$ ;

**5. При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью не смачивается водой?**

А)  $90^\circ$ ;

В)  $180^\circ$ ;

С)  $0^\circ$ ;

Д)  $45^\circ$ ;

Е)  $135^\circ$ ;

**6. Собиратели применяются для?**

А) повышения несмачиваемости поверхности минеральных частиц;

В) понижения флотиремости 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 растворимость 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

