

**Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Забайкальский государственный университет»
(ФГБОУ ВПО «ЗабГУ»)**

ПРАКТИКУМ ПО ОБОГАЩЕНИЮ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебное пособие

Чита
ЗабГУ
2014

УДК 622.7

ББК

Печатается по решению Ученого совета
Забайкальского государственного университета

Ответственный за выпуск

Л.Г.Никитина, доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых и вторичного сырья», зам.декана по учебной работе горного факультета ЗабГУ

Рецензенты:

О.Л. Долгих, канд.техн. наук, инженер ОАО «Читагеологоразведка»

Т.В.Никоненко, заведующая группой обогатительного отдела Забайкальского филиала ООО «ТОМС – инжиниринг»

Практикум по обогащению полезных ископаемых: учеб. пособие / А.В.Фатьянов, Л.Г. Никитина, К.К.Размахнин, А.А. Тетерин; Забайкал.гос.ун-т. – Чита: ЗабГУ, 2014. – 244с.: ил.

В учебном пособии изложены методические основы, даны практические рекомендации для проведения лабораторных и практических работ и выполнения технологических расчетов по обогащению полезных ископаемых. Описаны основное лабораторное оборудование и схемы аппаратного оформления экспериментальных установок. Приведены методики выбора и расчета качественно-количественных схем, технологического оборудования по флотационным методам обогащения. Рассмотрены новые технологии переработки различных типов руд металлических полезных ископаемых и нерудного сырья.

Предназначено для студентов обучающихся по специальности 21.05.04 – Горное дело, специализация – Обогащение полезных ископаемых

УДК 622.7

ББК

@ ЗабГУ, 2014

Предисловие

Учебное пособие «Практикум по обогащению полезных ископаемых» подготовлено в соответствии с требованиями учебных программ комплекса дисциплин по специальности 21.02.04 – Горное дело, специализация – Обогащение полезных ископаемых.

Учебное пособие предназначено для более глубокого изучения дисциплин специальности и закрепления теоретических знаний при выполнении студентами лабораторных работ, практических упражнений, курсового проектирования. В пособии подробно разработаны темы практических занятий, приведены примеры расчета для самостоятельного решения задач.

Используя в пособии методики, студент сможет выбрать тип флотомашин и рассчитать количество камер для каждой операции флотации. Рассчитать реагентный режим разных по составу минеральных комплексов. Обсуждены преимущества современных флотационных машин.

Кратко изложены темы лекций по дисциплинам: «Флотационные методы обогащения», «Магнитные, электрические и специальные методы обогащения».

В пособии использованы научные исследования и труды в области обогащения полезных ископаемых известных зарубежных ученых и России, использованы материалы по лабораторным и практическим курсам В.И. Брагиной и В.И. Брагина Сибирского Федерального Университета. Материалы пособия прошли рецензирование сотрудниками филиала ЗАО «ТОМС инжиниринг» и ОАО «Читагеологоразведка», которые рекомендовали к изданию, отметив, что разработанные материалы по практическим занятиям позволяют проводить промежуточную аттестацию как одну из форм контроля качества образовательной программы.

Глава 3 Практика флотационного обогащения полезных ископаемых

Практическое занятие №1

1.1. Теоретическое введение

Классификация операций флотации

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

Операции повторной переработки концентрата основной флотации называются перечистными (или перечистками), а операции повторной флотации хвостов – контрольными. Целью перечистных операций концентрата является повышение его качества до необходимого по содержанию основных компонентов и загрязняющих примесей. Целью контрольных флотаций является получение бедных, по отношению к извлекаемым минеральным компонентам, хвостов флотации. Число перечисток концентрата и контрольных операций зависит от содержания флотируемых минеральных компонентов в исходной руде, их флотируемости и требований, предъявляемых к концентрату и хвостам. Число перечисток обычно тем больше, чем выше требования к концентрату, ниже содержание извлекаемых минералов в руде. В противоположных условиях увеличивается число контрольных флотаций и уменьшается число перечисток концентрата. В большинстве случаев число контрольных флотаций не превышает 2...3,

а число перечисток концентрата колеблется 2...6. Для молибденовых руд число перечисток достигает 14...16.

Совокупность операций основной, контрольной и перечистных операций, в которых выделяются один или несколько готовых, не подвергаемых дальнейшей флотации продуктов, называют циклом.

В циклах выделяются минералы одного состава либо минералы с близкими по значению разделительными признаками.

Каждый цикл может содержать также одну или несколько операций доизмельчения и классификации промпродуктов, концентрата и т.п. Число циклов обогащения является наиболее важным отличительным признаком, определяющим принципиальную схему флотации.

В схеме может быть несколько циклов флотации. Они именуются по получаемому в них концентрату: свинцовый, медный, свинцово-медный, медно-цинковый и т.д.

Могут также выделяться циклы коллективной, селективной флотаций. Выделяют циклы получения черновых концентратов и их доводки, промпродуктовые циклы и др.

Конечными продуктами каждого цикла флотации являются получаемые концентраты и хвосты. Все остальные продукты, циркулирующие внутри схемы, называют промежуточными продуктами или промпродуктами.

Промпродукты по своему вещественному составу весьма разнообразны и труднообогатимы. Они несут в себе значительное количество извлекаемых минералов, и редкие схемы обогащения существуют без промпродуктов. Это, в основном, трудные для флотации зёрна, шламистые частицы извлекаемых минералов и породы. В каждом цикле свои характерные особенности промпродуктов. Промпродукты обычно возвращаются в предыдущую операцию, но

могут направляться и в другие операции. Во всех случаях промпродукты стремятся подать в ту операцию, в которую поступает материал примерно с таким же содержанием в нём извлекаемых минералов, что и в промпродуктах.

В ряде случаев промпродукты перерабатываются в отдельном цикле. Это может быть связано, например, с большим количеством в них шламов, необходимостью создания особых условий доизмельчения и флотации и рядом других причин. Часто бывает, что поступление промпродуктов в какую-либо операцию флотации расстраивает флотационный процесс, который без промпродуктов шёл гораздо лучше.

Организация отдельного цикла флотации промпродуктов – это лишнее усложнение схемы, но это усложнение имеет большое преимущество, т.к. позволяет вывести дополнительные хвосты из процесса, шламы, большое количество порообразующих минералов, излишнее количество реагентов, а это приводит к стабилизации технологического процесса.

Примеры схем с различными вариантами переработки промпродуктов приведены на рис. 3.1 – 3.4

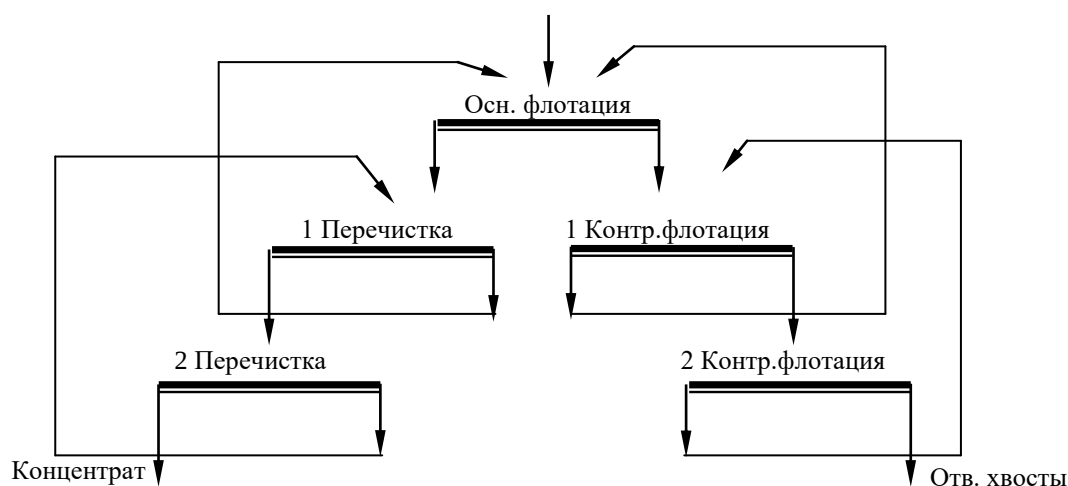


Рис. 3.1 Схема флотации с возвратом промпродуктов в предыдущую операцию

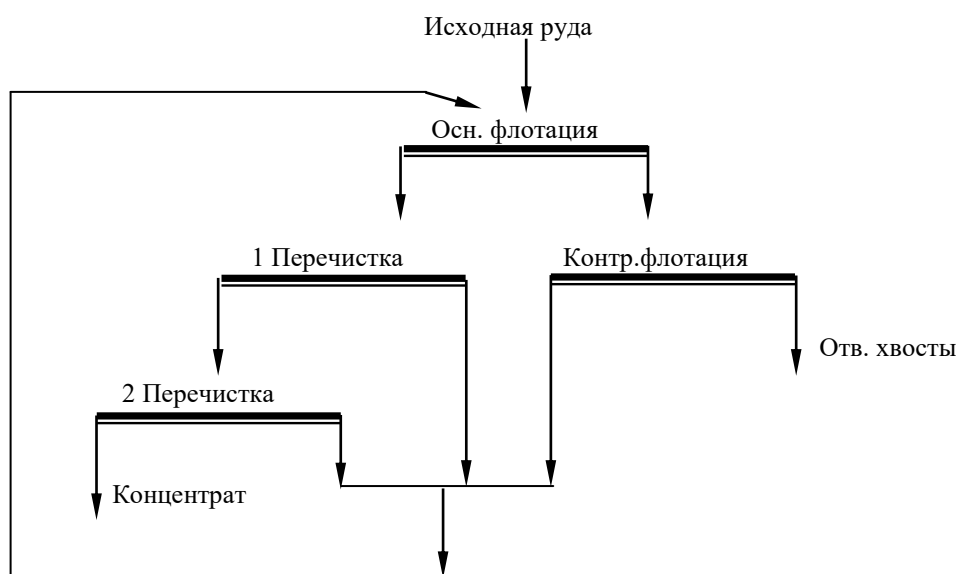


Рис. 3.2 Схема флотации с возвратом промпродуктов в основную флотацию

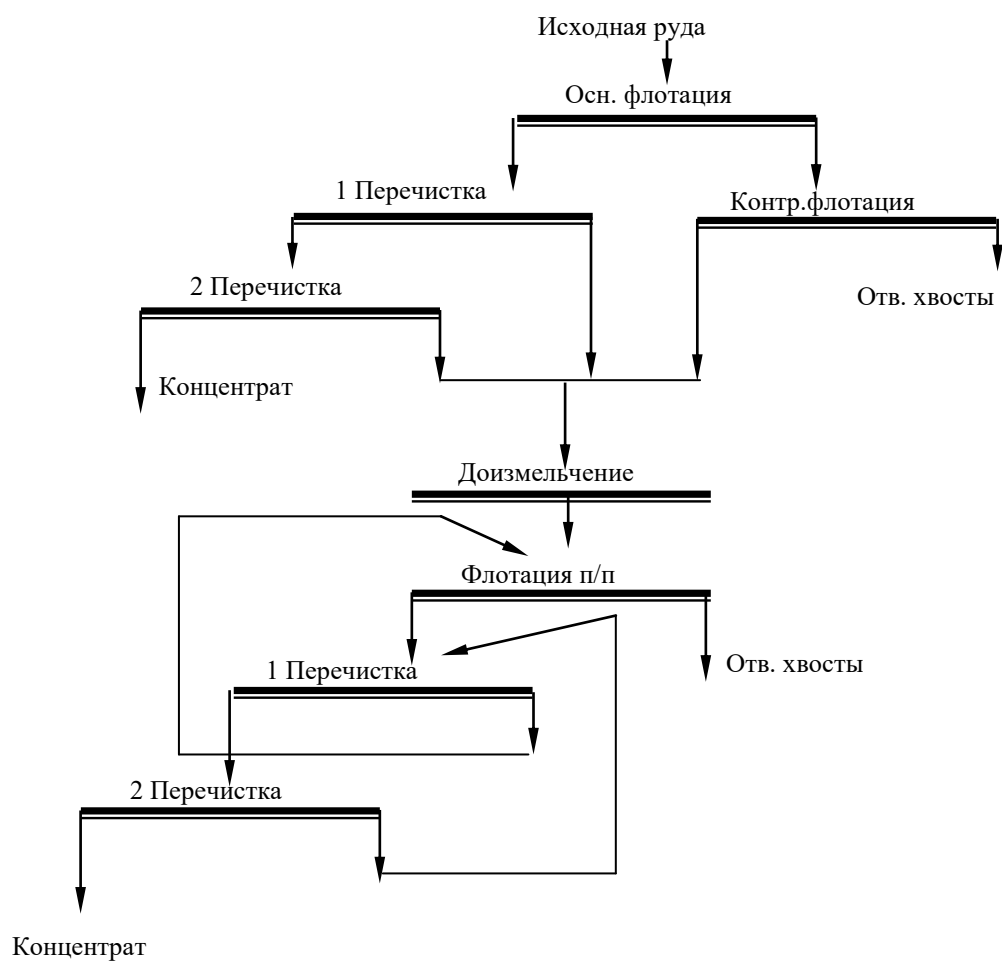


Рис. 3.3 Схема флотации с выводом и переработкой промпродуктов в отдельном цикле

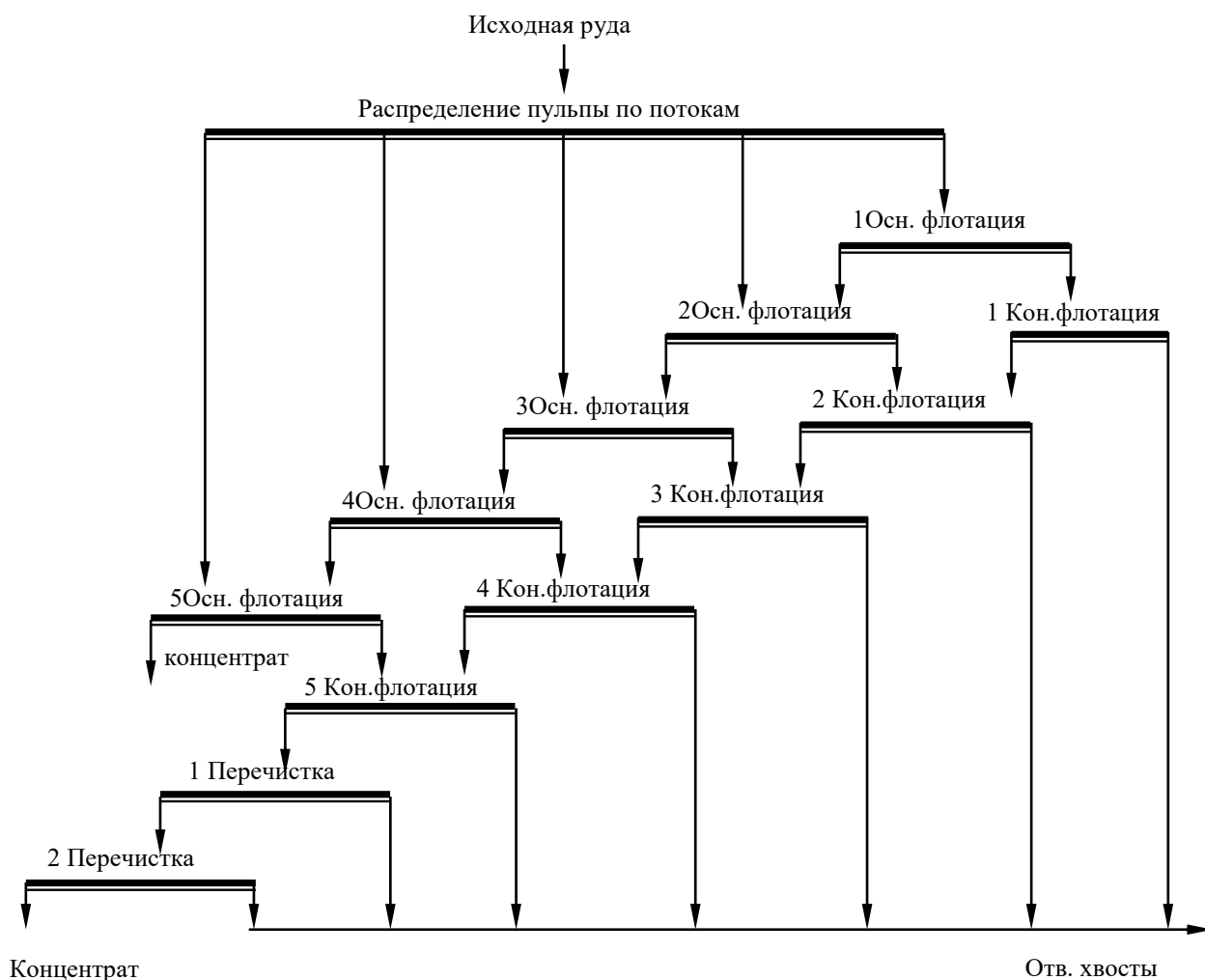


Рис. 3.4 Схема с применением открытого цикла флотации в условиях постоянства критической массы гидрофобных частиц

Требования к схемам при замыкании промпродуктов

1. В схеме флотации все пенные продукты всегда изображаются слева, а камерные – справа от наименования операции флотации.
2. Из любой операции схемы минеральные частицы должны иметь выход в оба конечных продукта цикла флотации, чтобы случайно попавшие в операцию частицы могли перейти в результате перечисток или контрольных операций в соответствующий конечный продукт.

Схемы коллективной и селективной флотации

При флотационном обогащении многокомпонентных руд, например, полиметаллических, могут применяться схемы прямой

селективной флотации, коллективно-селективной и схемы коллективной флотации с последующей селекцией.

Выбор схем зависит от содержания полезных компонентов в руде, их вкрапленности, флотируемости, характера вмещающих пород. В каждом конкретном случае он производится с учётом результатов анализа технологических и экономических преимуществ различных вариантов схем.

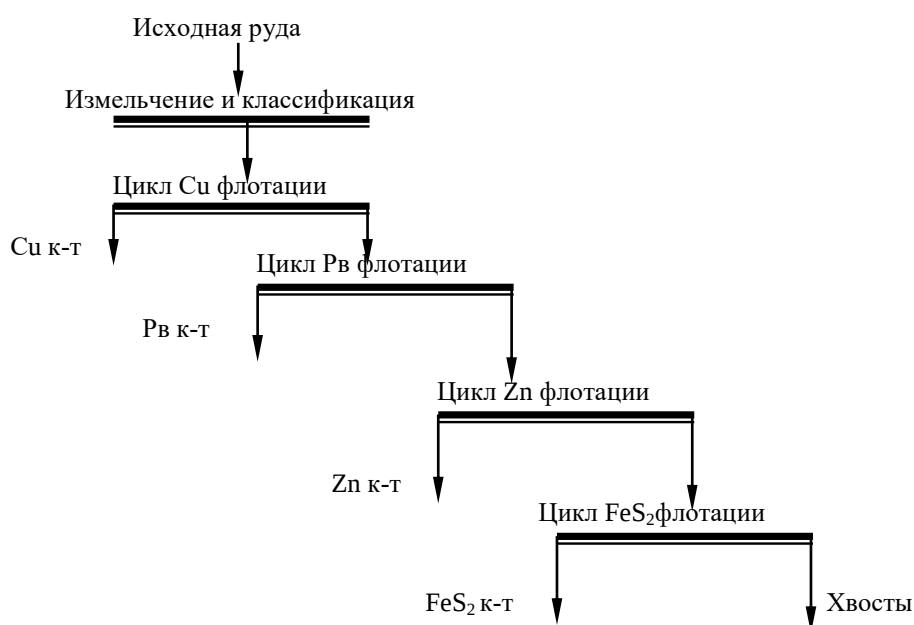


Рис. 3.5. Схема прямой селективной флотации

По схеме рис.3.5 производится последовательное выделение полезных минералов в отдельные концентраты. Это оказывается возможным, когда подавляемые в начале флотации минералы поддаются последовательной активации, причём вначале выделяют легкофлотируемые минералы, затем - труднофлотируемые.

Недостатки таких схем

1. Необходимость измельчения всей массы руды до достаточно полного раскрытия сростков полезных минералов между собой и с минералами пустой породы.

2. Необходимость установки большого числа флотомашин, поскольку основной поток пульпы последовательно проходит все циклы флотации.

3. Большой расход реагентов, поскольку к каждому 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 определённой группы минералов в каждом цикле.

4. Трудность селективной флотации близких по своим флотационным свойствам минералов, например, сульфидов меди и свинца.

5. Трудность осуществления полного водооборота на обогатительной фабрике. По этим причинам чаще применяются коллективно-селективные схемы и схемы с предварительной коллективной флотацией всех полезных компонентов (рис. 3.6, 3.7).

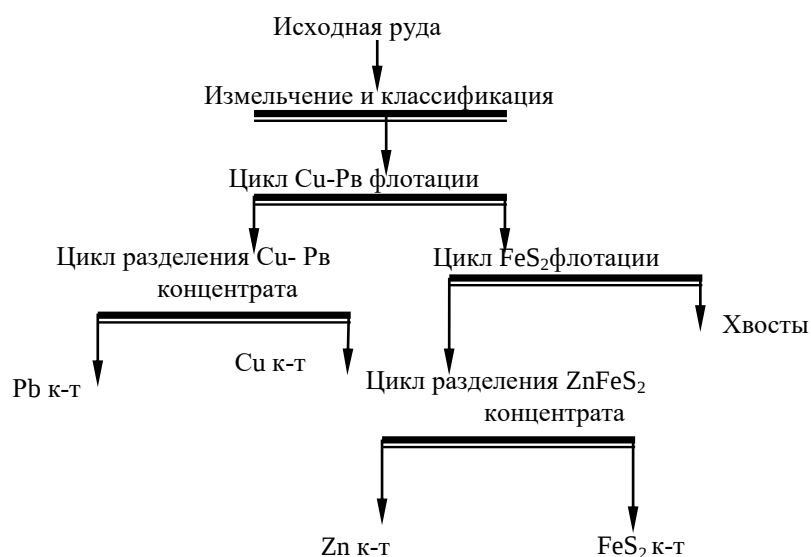


Рис. 3.6 Схема коллективно-селективной флотации

Преимущества коллективно-селективной флотации (рис. 3.6) и схемы коллективной флотации с последующей селекцией (рис. 3.7):

1. Снижение затрат на измельчение за счёт возможности выделения пустой породы в коллективных циклах флотации при загрузённом помоле руды.
2. Сокращение фронта флотации за счёт уменьшения числа циклов флотации.
3. Сокращение эксплуатационных затрат до 30 %.
4. Осуществление полного водооборота в коллективных циклах флотации и за счёт этого сокращение расхода реагентов.

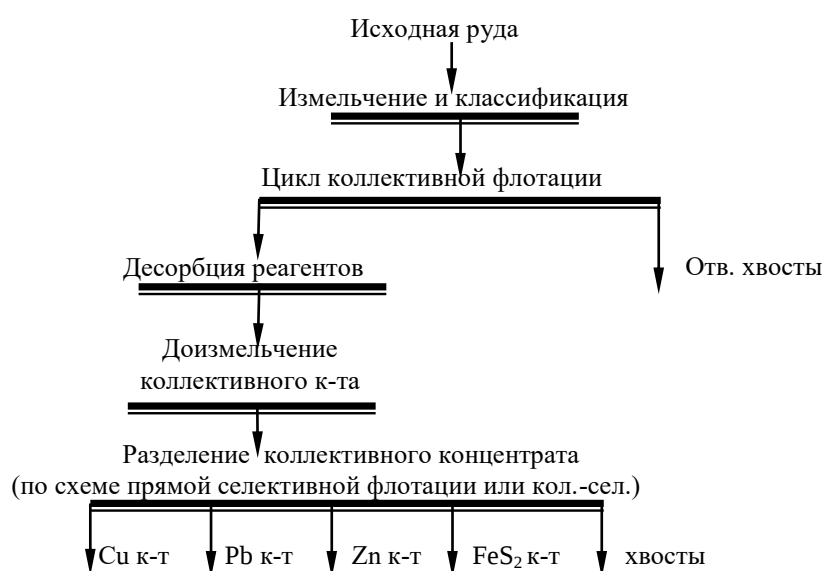


Рис. 3.7 Схема коллективной флотации с последующей селекцией коллективного концентрата

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 меди и свинца практически всегда выделяются в коллективный свинцово-цинковый концентрат.

Трудности применения коллективных и коллективно-селективных схем флотации связаны, в основном, с подготовкой коллективного

концентрата к разделению, включающего операции десорбции собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата и доизмельчение его до необходимой крупности.

Классификация минералов по флотируемости (классификация

М. А. Эйгелеса)

1. Неполярные минералы. Обладают высокой естественной гидрофобностью (самородная сера, графит, каменный уголь, молибденит, тальк, озокерит). Минералы этой группы флотируются аполярными собирателями, например, керосином.

2. Самородные металлы (золото, серебро, платина, медь), сульфиды цветных, чёрных и редких металлов и близкие к ним по флотационным свойствам теллуристые (теллуриды) и селенистые (селениды) металлы. Минералы этой группы легко флотируются сульфгидрильными собирателями.

3. Окисленные минералы цветных металлов (карбонаты свинца, цинка и меди, сульфаты и окислы меди и др.). Минералы этой группы флотируются сульфгидрильными собирателями после сульфидизации.

4. Соли щёлочно-земельных металлов, не содержащие кремнекислоты, карбонаты чёрных металлов (апатит, фосфориты, кальцит, шеелит, магнезит, флюорит, барит, сидерит, родохрозит и др.). Минералы этой группы легко флотируются оксигидрильными собирателями без предварительной активации.

5. Окислы железа, марганца, олова (магнетит, гематит, псиломелан, пиролюзит, касситерит и др.). Минералы этой группы также флотируются без активации оксигидрильными собирателями, но значительно хуже, чем минералы предыдущей группы.

6. Силикаты и кварц. Многие из минералов этой группы флотируются анионными оксигидрильными собирателями. Иногда требуется предварительная активация, если на гранях или поверхностях

разлома минерала не имеется достаточного количества катионов, способных давать с анионным собирателем труднорастворимые или комплексные соединения. Такие минералы лучше флотируются катионными собирателями. Более детальное исследование флотационных свойств минералов этой группы приведёт в дальнейшем к разделению её на отдельные подгруппы.

7. *Растворимые в воде минералы – галит, сильвин, карналлит, бишофит и др.* Минералы этой группы флотируются из насыщенных растворов, называемых "маточником", или "рапой", обычно катионными и гораздо реже анионными собирателями.

Реагенты, применяемые при флотации минералов табл.1 приложение 1. Характеристика основных реагентов-собирающих табл.2 приложение 1. Характеристика основных флотационных реагентов-модификаторов табл.3 приложение 1. Разработка реагентного режима флотации табл.4 приложение 1.

Классификация флотационных реагентов

Основным рычагом управления флотационным процессом является метод подготовки минералов к флотации, рецептура флотационных реагентов, режим их подачи. Воздействие реагентов на процесс флотации связано с закреплением их на поверхности пузырьков или частиц минералов.

В большинстве случаев закрепление реагентов, как на поверхности воздушных пузырьков, так и на минеральных частицах происходит путем адсорбции на границе раздела фаз.

Взаимодействие реагентов с поверхностью минералов может быть физическое или химическое, механизм взаимодействия реагентов с поверхностью минералов еще не ясен по целому ряду реагентов. Регулятор, являющийся в одних условиях подавителем, может оказаться других условиях - активатором.

Реагенты, применяемые при флотации, обеспечивают высокую избирательность, стабильность и эффективность флотационного процесса, а также создают наибольшие возможности совершенствования и интенсификации этого метода обогащения. Без применения флотационных реагентов флотация практически невозможна.

Воздействие флотационных реагентов позволяет в широком диапазоне изменять поверхностные свойства минералов, что делает флотацию наиболее универсальным методом обогащения.

Флотационные реагенты в зависимости от назначения делятся на: собиратели, пенообразователи, активаторы, депрессоры и регуляторы рН пульпы.

Собиратели (коллекторы)

К собирателям относятся органические соединения, избирательно воздействующие на поверхность частиц определенных минералов и гидрофобизирующие ее. Концентрируясь на поверхности раздела минерал - вода, собиратели гидрофобизируют частицы минерала и тем самым обеспечивают необходимое прилипание к пузырькам.

Пенообразователи - поверхностно-активные вещества, которые, концентрируясь на поверхности раздела вода - воздух, способствуют сохранению воздушных пузырьков в дисперсном состоянии и препятствуют их коалисценции. Пенообразователи увеличивают устойчивость флотационной пены повышением стабильности минерализованного пузырька, всплывающего на поверхность пульпы.

Регуляторы

Основным назначением реагентов этого класса является регулирование действия собирателей на частицы минералов, в результате которого повышается избирательность (селективность) флотационного процесса. В присутствии регулятора и благодаря его

воздействию собиратель гидрофобизирует преимущественно лишь те минералы, которые должны перейти в пену.

В одних случаях регулятор, действуя непосредственно на поверхность определенного минерала, способствует последующему взаимодействию этого минерала с собирателем и тем улучшает результаты флотации (активирующее действие регулятора); в других - регулятор, наоборот, ухудшает условия гидрофобизации минерала собирателем, что приводит к ухудшению флотации (подавляющее действие регулятора) того или иного минерала.

Кроме того, регулятор может непосредственно влиять на устойчивость гидратных слоев вблизи поверхности минерала и тем самым изменять его флотируемость независимо от воздействия собирателя.

В зависимости от влияния регуляторов на флотационный процесс они получили наименование активаторов и подавителей. В литературе часто вместо термина «подавитель» применяют равнозначный ему термин «депрессор». Как активаторы, так и подавители в большинстве случаев являются неорганическими веществами.

К регуляторам относятся также реагенты, называемые регуляторами среды. Они создают благоприятную среду для флотации одних и неблагоприятную - для флотации других минералов. Действие этих реагентов выражается в обеспечении необходимого для флотации ионного состава пульпы, в изменении концентрации водородных ионов или растворимых солей, в сохранении дисперсности частиц шламов для улучшения условий флотации и в создании оптимальных условий для действия собирателя, активатора и подавителя.

Классификация реагентов в известной степени условна. Так, например, имеются собиратели, обладающие свойствами пенообразователей, и пенообразователи, проявляющие собирательное

действие. Регулятор, являющийся в одних условиях подавителем, может оказаться в других условиях активатором; ввиду этого правильнее говорить об активирующем или подавляющем действии того или иного реагента-регулятора.

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.

1.2. Задачи для самостоятельного решения

Задача 1.1 Сульфидная Cu-Zn руда. Выберите собиратель и укажите пределы его расхода.

Задача 1.2 Сульфидная Pb-Zn руда. Выберите депрессор на Zn минералы укажите его расход.

Задача 1.3 Сульфидная Pb-Zn руда. Выберите модификаторы для разделения свинцовых и цинковых минералов.

Задача 1.4 Сульфидная полиметаллическая руда. Выберите депрессор, с помощью которого можно выделить все полезные минералы в одноименные концентраты. Объясните, почему возможна такая селективная флотация.

Задача 1.5 Сульфидная Cu-Pb руда. Выберите депрессор для галенита и укажите его расход.

Задача 1.6 Окисленная Cu-Zn руда. Нарисуйте принципиальную схему обогащения с указанием реагентов.

Задача 1.7 Карбонатная апатитсодержащая руда. Выберите реагентный режим для прямой флотации апатита.

Задача 1.8 Карбонатная апатитсодержащая руда. Выберите реагентный режим для обратной флотации апатита.

Задача 1.9 Выберите реагентный режим для обратной флотации графита, пустая порода представлена кварцем.

Задача 1.10 Фосфатно-пироклоровая руда. Составьте режим для прямой флотации пироклора катионным собирателем.

Задача 1.11 Фосфатно-пироклоровая руда. Составьте режим для прямой флотации пироклора анионным собирателем.

Задача 1.12 Фосфатно-пироклоровая руда. Составьте режим для обратной флотации пироклора.

Задача 1.13 Хромитовая руда. Пустая порода представлена серпентином и оливином. Составьте режим для прямой анионной флотации хромита.

Задача 1.14 Хромитовая руда. Пустая порода представлена серпентином и оливином. Составьте режим для обратной катионной флотации хромита.

Задача 1.15 Марганцевая руда. Флотируются шламы (минус 0,1 мм) гравитационного обогащения. Пустая порода представлена кварцем, полевыми шпатами, глиной и карбонатами. Составьте режим прямой анионной флотации.

Задача 1.16 Титансодержащая руда. Составьте режим прямой флотации ильменита.

Задача 1.17 Титансодержащая руда. Составьте режим обратной флотации ильменита.

Задача 1.18 Сульфидная Cu-Pb-Zn руда. Пустая порода представлена кварцем. Выберите и объясните условия депрессии кварца.

Задача 1.19 Cu-Pb-пиритная руда. Выберите режим депрессии пирита.

Задача 1.20 Cu-Pb концентрат выберите депрессор для его разделения.

Задача 1.21 Cu-Mo руда. Пустая порода представлена кварцем, есть окисленные минералы меди. Выберите модификатор и укажите его расходы.

Рекомендуемый библиографический список

1. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твёрдых полезных ископаемых. Т. 1 Обоганительные процессы и аппараты. Т.». Технология переработки и обогащения минерального сырья. – М.: Изд-во Моск. госуд. горн. Университета, 2001.

2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993 г. – 412 с.

3. Нормы технологического проектирования флотационных фабрик для руд цветных металлов. – М.: Минцветмет СССР. 1986. – 131 с.

4. Фатьянов А.В. Технология обогащения полезных ископаемых. [Текст]: учебное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, Е.В. Глотова. Чита: ЧитГТУ, 2003. 354с.

5. Фатьянов А.В. Проектирование обоганительных фабрик [Текст]: учебное пособие / А.В. Фатьянов. Чита: ЧитГТУ, 2003. 300с.

Практическое занятие №2

2.1. Теоретическое введение

Флотация полезных ископаемых с аполярными несulfидными минералами

К первой группе относят руды, содержащие графит, самородную серу, каменный уголь и тальк. Высокая естественная гидрофобность этих минералов обусловлена особенностью их кристаллических структур. Краевой угол смачивания составляет для каменного угля 60...90⁰, самородной серы 75...85⁰, графита 55...75⁰, талька 52...69⁰.

Довольно большие колебания значений краевого угла смачивания являются следствием изменения соотношения на макроповерхности минерала высокогидрофобных плоскостей и гидрофильных торцевых участков кристалла.

Несмотря на высокую естественную гидрофобность угля, самородной серы, графита и талька термодинамическая вероятность их флотации реализуется плохо. Эффективная флотация минералов достигается только после загрузки аполярных собирателей, которые закрепляются на поверхности в виде линз и капелек.

Флотационная активность собирателя обычно тем выше, чем больше содержание в нём непредельных соединений и ароматических углеводородов, чем лучше он эмульгирован и чем выше исходная гидрофобность флотируемых частиц. Исходная гидрофобность, определяемая соотношением гидрофобных и гидрофильных участков на поверхности, зависит от крупности кристаллизации, совершенства кристаллических форм, степени окисления и характера включений пустой породы.

При неблагоприятных условиях, например, когда графит или тальк представлены скрытокристаллическими разностями, а уголь довольно сильно окислен (с образованием карбонильных $=C=O$ и карбоксильных $-COOH$ групп, активно взаимодействующих с водой) доля гидрофильных участков на поверхности становится значительной и средняя гидрофобность частиц невысокой.

Для гидрофобизации полярных участков поверхности необходима добавка гетерополярных реагентов, поэтому в общем случае наиболее эффективной при рассматриваемой группе минералов является смесь или сочетание двух типов реагентов: поверхностно-активных веществ с гетерополярным строением молекул и малорастворимых в воде аполярных веществ. Оптимальное соотношение их определяется

характером перерабатываемого сырья и устанавливается экспериментально. Расход смеси составляет 0,5...1,5 кг/т.

Помимо гидрофобизации полярных участков поверхности флотируемых частиц добавка поверхностно-активных реагентов улучшает эмульгирование аполярных реагентов, улучшает аэрацию пульпы и образование устойчивой пены. Лучшие результаты получены с реагентами, имеющими в качестве полярной группы гидроксил (пенореагент, синтетические спирты, кубовые остатки производства бутилового спирта, сосновое масло и др.). Полагают, что их закрепление на полярных участках минеральной поверхности обусловлено образованием водородных связей.

Минералы этой группы обычно совместно в рудах не встречаются, поэтому задача обогащения сводится к отделению их от пустой породы при минимальных расходах на измельчение, реагенты и минимальном времени флотации.

Технологические особенности флотационного обогащения руд этой группы:

1) необходимость преодоления вредного влияния тонкодисперсных углистых шламов, гипса, растворённых органических веществ или битуминизированной пустой породы. Для этого применяют жидкое стекло (до 2 кг/т), пирофосфат, тринатрийфосфат или сульфитцеллюлозный щёлок. Они пептизируют тонкие шламы и подавляют флотацию битуминизированной пустой породы;

2) при разработке режима измельчения и схемы обогащения необходимо учитывать, что:

- более мягкие полезные минералы при измельчении режутся острыми краями твёрдых зёрен пустой породы, что может привести к ухудшению качества конечного концентрата (например, графитового);

- при взаимодействии естественно гидрофобных минералов с пустой породой в мельницах последние приобретают флотационную активность, что снижает эффективность перемешивающих операций флотации и ухудшает качество получаемых концентратов.

3) сера, графит, тальк и уголь имеют относительно малую плотность, поэтому максимальная крупность флотируемых зёрен при флотации в машинах механического типа составляет около 0,5 мм. Учитывая это, а также "мономинеральный" характер руд, содержащих названные минералы, весьма перспективным следует считать применение для их флотации машин пенной сепарации. Крупность сфлотированных зёрен в этом случае может достигать нескольких миллиметров.

Учитывая особенности вещественного состава, при флотации угля и серных руд используют простые схемы, а при флотации графита и талька – многостадийные схемы с многократным доизмельчением и перефлотацией полученного концентрата.

Серные концентраты содержат 60...90 % серы, графитовые – 93...95 % углерода, угольные – не более 7,5...9,5 % золы, тальковые – 88...89 % нерастворимого остатка. Извлечение полезных минералов составляет: из серных руд 80...95 %, из графитовых руд и каменных углей – более 90 %, из тальковых – 82...83 %.

Свойства аполярных несulfидных минералов, определяющих их поведение при флотации приведены в табл.3.1.

Свойства аполярных несulfидных минералов, определяющих их поведение при флотации

Минералы	Краевой угол смачивания, град	Плотность, г /см ³	Твердость (по шкале Мооса)
Каменный уголь	70-90	1,2-1,4	2-3,5
Графит	55-75	2,15	1-2
Самородная сера	75-85	2,05	1,5-2,5
Тальк	52-69	2,7	1,0

Флотация сульфидных минералов

Флотация медных руд

Наиболее важные в промышленном отношении следующие медные сульфиды: халькопирит (медный колчедан) CuFeS_2 , халькозин (медный блеск) Cu_2S , борнит Cu_3FeS_2 , или $\text{Cu}_3\text{FeS}_2 \cdot \text{Cu}_2\text{S}$, ковеллин CuS . Нередко в руде присутствуют несколько медных сульфидов.

Постоянным спутником медных сульфидов является, прежде всего, пирит, реже пирротин. В качестве нерудных минералов следует назвать кварц, силикаты, серицит, барит и другие минералы, которые нередко находятся в рудах в тесном сростании с сульфидами. При значительном числе типов медных руд следует выделить: сплошные колчеданные (сплошные сульфидные) руды и вкрапленные (порфиновые) руды. Первые руды характеризуются преобладанием сульфидов, особенно пирита.

В последнее время применяют вместо отдельных собирателей их сочетания (например, бутиловый и изопропиловый ксантогенаты, ксантогенат и дитиофосфат). Применение дитиофосфатов позволяет получить медный концентрат более чистый по пириту.

Для медной флотации часто применяют в качестве собирателя ксантогенаты. Синтетические реагенты - пенообразователи все более

вытесняют сосновое масло. Замена соснового масла синтетическими реагентами проявляется не только на медных фабриках, но и вообще при флотации сульфидных руд.

В качестве примера рассмотрим Джезказганскую медную фабрику, на которую поступает тонковкрапленная медная руда типа медистых песчаников. Основными рудными минералами являются борнит, халькозин и халькопирит, нерудные: кварц, полевой шпат и кальцит. Дробленая руда 20...0 мм измельчается в две стадии до крупности 62...65% класса -0,074 мм перед флотацией, концентрат которой перецίζεται в трех перецистках. Концентрат первой перецистки доизмельчается до крупности 80% класса - 0,074 мм. Доизмельчению (совместному) подвергаются также (до крупности 85% класс -0,074 мм) промпродукты I перецистки и контрольной флотации. Расход реагентов: машинного масла 200 г/т (в виде водной ультразвуковой эмульсии), бутилового ксантогената 50 г/т и флотомасла 75 г/т (пенообразователь). В основную флотацию подают 40% ксантогената и 60% флотомасла, в контрольную флотацию - машинное масло и остальную часть ксантогената и флотомасла.

В дальнейшем фабрика перешла на сложную схему: с отдельной флотацией песков и шламов. Операции доизмельчения промпродуктов сохранились, так же как и тонкость помола. Реагентный режим изменился: 150 г/т машинного масла, 40 г/т сернистого натрия, 50 г/т спирта, количество ксантогената не изменилось. В результате (при несколько сниженной производительности фабрики - на 5% и понижении расхода машинного масла на 25%) извлечение меди увеличилось на 1% при том же качестве концентрата. При флотации сплошных сульфидных руд с применением сульфидрильных собирателей поддерживают pH равным 11, т. е. выше, чем при вкрапленных. Если же вначале ведут коллективную флотацию медных и

железных сульфидов, то pH не должно превышать 7,5. Для селективного разделения медно-пиритных концентратов принимают pH равным 11 и выше, причем депрессия пирита осуществляется совместным применением извести и цианида. Расход цианида не может быть значительным, так как это приведет к депрессии медных сульфидов. В отдельных случаях практикуют полукolleктивную флотацию (при $\text{pH} = 8,5 \dots 9,2$).

Флотация медно-молибденовых и молибденовых руд

Медно-молибденовые руды

Практически единственным извлекаемым молибденовым минералом в рудах этого типа является молибденит – MoS_2 , иногда извлекают ферримолибдит – $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$. Медь обычно представлена халькопиритом, иногда борнитом, халькозином, ковеллином, купритом, теноритом, малахитом и азуритом. Руды обычно прожилково-вкрапленные.

Спутником молибденита, существенно повышающим ценность руды, является рений, находящийся в виде изоморфной примеси в сульфиде молибдена.

В природе встречаются сульфидные, смешанные и окисленные руды. В промышленных масштабах обычно перерабатывают сульфидные и смешанные руды.

Особенности руд, влияющие на выбор технологии обогащения

1. Весьма неравномерная вкрапленность и тонкое прораствание сульфидных минералов и, прежде всего, молибденита.
2. Наличие легкошламуемых минералов (каолина и др.).
3. Низкое содержание ценных компонентов.

Содержание молибдена в рудах составляет 0,02...0,06 %.

Практически единственным промышленным способом обогащения медно-молибденовых руд является флотация.

Особенности гидрофобизации и флотации молибденита близки к таковым для минералов, обладающих естественной гидрофобностью, к которым он и относится в силу своего кристаллического строения. Поскольку гидрофобность плоскостей, обнажающихся при измельчении, обычно во много раз больше поверхности гидрофильных торцевых участков чешуек молибденита, то для его эффективной флотации достаточно небольших загрузок аполярного собирателя (например, керосина).

Обычные подавители сульфидов на молибденит (при обычных расходах) практически не действуют. В тоже время молибденит депрессируется органическими коллоидами – крахмалом и декстрином и очень сильно шламами сланцев, талька и др.

С увеличением степени измельчения возрастает доля торцевых участков и необходимость их гидрофобизации гетерогенными собирателями. Одновременно усиливается возможность депрессирования флотации молибденита обычными депрессорами: известью, едким натром, феррицианидом натрия, сернистым натрием, цианидами.

Медно-молибденовые руды обычно флотируют по схеме (рис. 3.8), включающей грубое измельчение исходной руды до 45...60 % класса минус 0,074 мм и последующую коллективную флотацию медно-молибденовых минералов.

Из хвостов перемешки медно-молибденового концентрата нередко получают пиритный концентрат, иногда производят тонкое измельчение грубого медно-молибденового концентрата до 90...95 % класса минус 0,074 мм. Для создания щёлочности пульпы до pH 8,5...9 применяют известь; если в руде отсутствует пирит, то - соду. В качестве собирателей используют совместно керосин и бутиловый ксантогенат,

из вспенивателей - чаще всего Т-80, ОПСБ, сосновое масло, в качестве депрессора пустых пород – жидкое стекло, КМЦ и др.

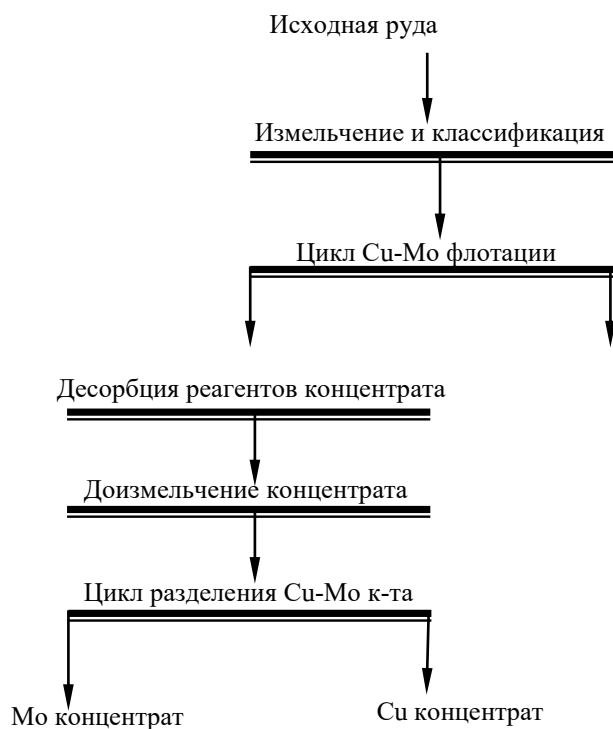


Рис. 3.8. Схема коллективно-селективной флотации медно-молибденовых руд

Число перечисток, в зависимости от вещественного состава концентрата, а также содержания в нём молибдена, может достигать 14...16, содержание твёрдого в пульпе в последних перечистках – до 2...3, а в основной и контрольной флотациях – до 40 %.

Как правило, эффективность любого из методов селекции медно-молибденовых концентратов достигается только после десорбции собирателя с поверхности минералов следующими способами:

- 1) окислительная пропарка сгущённого коллективного концентрата при температуре 85...95 °С в течение 1...4 часов в известковой среде при расходе извести 0,8...1,2 кг/т концентрата. При этом возникает необходимость дополнительной подачи в пропарку

кислорода или воздуха. Окисление и разрушение ксантогената сопровождается одновременным окислением поверхности депрессируемых сульфидов меди и железа;

2) применение окислителей – перекиси водорода (0,5...1 кг/т) с гипохлоритом (примерно 2 кг/т) или перманганатом натрия (до 10 кг/т);

3) низкотемпературный обжиг медно-молибденового концентрата.

На большинстве обогатительных фабрик в настоящее время используется окислительная пропарка, т.к. применение окислителей сильно усложняет процесс, а обжиг является неудобной и дорогостоящей операцией.

Для разделения коллективных медно-молибденовых концентратов используются методы, основанные на депрессии молибденита, так и сульфидов меди и железа.

Так, на ряде зарубежных фабрик (Артур, Магна, Сильвер Белл) при селективной флотации медно-молибденового концентрата депрессируют молибденит декстрином. Для повышения качества конечного концентрата молибденсодержащий продукт обезвоживается и подвергается селективному обжигу при температуре около 300 °С, после чего из него флотируют молибденит.

На других обогатительных фабриках, в том числе и отечественных, для разделения медно-молибденового концентрата используются методы, основанные на депрессии сульфидных минералов меди и железа и активной флотации молибденита.

Депрессия флотации сульфидов меди и железа при этом достигается:

1) применением сернистого, гидросернистого натрия или их смеси в соотношении 1:1. Разделение осуществляется в

сильнощелочной среде (рН 11...12) при высоких расходах реагента (2...20 кг/т коллективного концентрата), обеспечивающих высокую концентрацию сульфидных ионов в пульпе. Благодаря этому достигается десорбция собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и депрессия их флотации;

2) использованием реагента, представляющего собой продукт взаимодействия P_2S_5 с NaOH, в результате которого образуются ионы S^{2-} и PO_4^{2-} . Механизм депрессирования сульфидов в данном случае дополняется гидрофилизующим действием фосфатных ионов при закреплении их на поверхности депрессируемых минералов. Расход реагента примерно 5 кг/т концентрата. Значение рН 8...10,5;

3) загрузкой реагента, представляющего собой продукт взаимодействия As_2O_3 с Na_2S , в результате которого образуются сульфидные и арсенатные ионы. Расход 9...10 кг/т;

4) применением цианида (0,5 кг/т) совместно с $ZnSO_4$ или феррицианидом натрия $-Na_3Fe(CN)_6$ (1...1,5 кг/т) в слабощелочной среде;

5) использованием смеси сульфита натрия с медным купоросом при расходе каждого реагента около 3 кг/т;

6) при низком содержании молибдена в коллективном концентрате и невозможности получения кондиционного концентрата обычными способами выделяют в кондиционный концентрат лишь часть молибденита, а оставшуюся часть коллективного концентрата направляют на гидрометаллургическую переработку;

7) при незначительной степени окисления минералов хорошие результаты даёт совмещение подогрева пульпы до 70...80 °С и флотация с использованием сернистого натрия. В этом случае флотация молибденита идёт на пузырьках газа.

В молибденсодержащих рудах в качестве сопутствующих компонентов присутствуют висмут и рений. Если рений обычно находится в виде изоморфной примеси в молибдените и попадает соответственно в молибденовый концентрат, то висмут представлен сульфидными формами (например, висмутином) и самородным висмутом, легко флотируемые сульфгидрильными собирателями и переходящими в коллективный медно-молибденовый концентрат. Поскольку сернистый натрий или сульфит натрия в сочетании с медным купоросом, применяемым при разделении медно-молибденовых концентратов, депрессируют флотацию висмутсодержащих минералов, то они переходят в камерный продукт селекции, представленный обычно сульфидами меди и железа. Поэтому селективная флотация с получением отдельного висмутового продукта может быть осуществлена следующими путями:

- 1) путём депрессии висмутовых минералов сернистым натрием при рН около 11 и флотации сульфидов меди и железа катионным собирателем (100...150 г/т);
- 2) путём флотации висмутовых минералов сульфгидрильными собирателями при депрессии сульфидов меди и железа цианидом;
- 3) при тонком проращении и присутствии меди в висмутине в виде изоморфной примеси целесообразно применение комбинированного метода, включающего операции выщелачивания и цементации висмута на железе.

При переработке медно-молибденовых руд извлечение меди в медный концентрат, содержащий 21,5...49 % меди, составляет 80...95 %. Молибденовые концентраты содержат 51...58 % молибдена при извлечении его 50...86 %.

Медные и медно-молибденовые обогатительные фабрики характеризуются наиболее высокой производительностью труда на

одного работающего в год и наиболее низкой себестоимостью обогащения 1 т руды.

Медно-цинковые руды

Медно-цинковые руды характеризуются высоким содержанием сульфидной фракции, представленной, в основном, пиритом.

Главным медьсодержащим минералом является халькопирит, а цинксодержащим – сфалерит ZnS . Второстепенное значение имеют халькозин, борнит, марказит, пирротин. Нерудные минералы обычно представлены серицитом, хлоритом, кварцем, баритом.

Существенной особенностью этих руд является их тонкодисперсность, затрудняющая разделение слагающих руду минералов.

Структура – эмульсионная, нитевидная, сетчатая, иногда слоистая, брекчиевидная и пятнистая.

Медно-цинковые руды – часто комплексные руды. Главными полезными компонентами в них являются медь, цинк, железо, сера; попутными – серебро, золото, кадмий, селен, теллур и др. В отдельных случаях содержание цинка в руде – непромышленное.

Такие месторождения находятся на Урале (Гайское, Учалинское, Сибайское).

Медно-цинково-пиритные руды относятся к одному из наиболее сложных типов. При малом содержании пирита обогащение таких руд ограничивается получением медных и цинковых концентратов. При значительном содержании пирита выделяют и пиритный концентрат.

Селективная флотация медно-цинковых руд представляет значительные трудности, основными причинами которых являются следующие:

1) сложное и довольно тесное взаимопрорастание части сульфидов, для раскрытия которых требуется очень тонкое

измельчение, например, для вкрапленных сульфидных руд Урала необходимая крупность измельчения 90...96 % класса минус 0,074 мм, а для сплошных колчеданных руд – 90...94 % класса минус 0,044 м. Потери металлов при таком тонком измельчении увеличиваются как за счёт ещё не раскрытых сростков, так и за счёт переизмельчения;

2) близость флотационных свойств сульфидов меди и активированных ионами меди сульфидов цинка. В обоих случаях на поверхности минералов образуются медьсодержащие соединения собирателя (ксантогенаты меди). Предотвращение образования такого собирателя на поверхности сфалерита достигается только очень тонкой регулировкой соотношения концентраций реагентов пульпе;

3) высокая флотационная активность сульфидов железа в рудах;

4) неодинаковая флотируемость разновидностей сфалерита, причинами которой является различное содержание в них изоморфной примеси железа (0...20 %), кадмия (до 2,5 %), индия, галлия (например, увеличение содержания изоморфного железа в сфалерите повышает его чувствительность к депрессирующему действию извести), а также различная степень природной активности сфалерита в различных участках одного и того же месторождения;

5) сильная активация сфалерита в присутствии даже незначительного количества растворимых медных солей, что затрудняет разделение медных и цинковых минералов.

В практике флотации применяются схемы, изображённые на рис. 3.9 и 3.10, или различные их сочетания, определяемые вещественным составом руд и вкрапленностью минералов меди, цинка и пирита.

Схема прямой селективной флотации (рис.3.9) применяется для переработки первичных вкрапленных и сплошных колчеданных руд, в которых сульфиды цинка мало активированы. В этом случае последовательно получают медные, цинковые и пиритные концентраты.

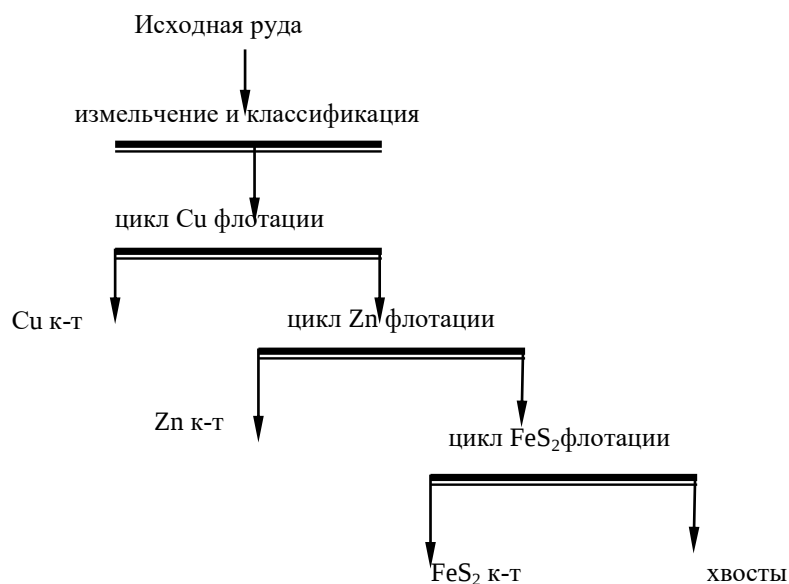


Рис. 3.9. Схема прямой селективной флотации медно-цинковых руд

Коллективная флотация применяется при резко выраженной природной активации сульфидов меди и цинка, большом и переменном содержании в руде растворимых солей меди и шламистого материала, а также сложном взаимном прорастании сульфидов.



Рис.3.10 Схема коллективной флотации медно-цинковых руд с последующей селекцией

Характерной особенностью всех вариантов схем является многостадийность измельчения и флотации.

Обязательным условием при флотации рассматриваемых руд является применение слабых собирателей, малоактивных по отношению к пириту, и "голодный" режим дозировки сильного и слабого собирателя (иногда разных собирателей в разных циклах флотации). Большой расход собирателей в коллективном и медном циклах приводит к резкому снижению эффективности действия подавителей и значительному возрастанию содержания металлов в разноимённых концентратах.

Промышленные способы селекции минералов меди и цинка основаны чаще всего на депрессии сульфидов цинка.

Для подавления флотируемости сфалерита применяют:

- цианид, растворяющий ксантогенаты меди на поверхности сфалерита;
- сернистый натрий, связывающий ионы меди и предотвращающий активацию сфалерита;
- сульфоксидные соединения (сернистая кислота, сульфит натрия, бисульфит аммония), изменяющие окислительно-восстановительный потенциал пульпы и скорость окисления сульфидных ионов и минералов в пульпе;
- цинковый или железный купорос, образующие с гидроксильными, карбонатными, цианидными и сульфоксидными ионами соединения, гидрофилизующие поверхность сфалерита;
- щёлочи (сода, известь);
- смесь сульфита натрия с железным купоросом, цинковым купоросом, цианидами или медным купоросом.

Применяемые сочетания реагентов подавляют флотацию сфалерита и сульфидов железа.

В цикле медной флотации для понижения флотируемости минералов цинка и железа применяют оптимальное значение pH – при измельчении 7...8, при флотации – 9...10.

Для понижения флотируемости пирита перед медной флотацией применяют азрацию пульпы.

Очень редко применяют депрессирование флотации медных минералов, обычно в этом случае располагают двумя способами:

- использование ферроцианида – $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$;
- использование различной скорости окисления медных и цинковых минералов. Например, на японских фабриках коллективный медно-цинковый концентрат (7...8 % влаги) складывают на несколько дней на воздухе для окисления медных минералов, после чего репульпируют горячей водой до 35...40 % и флотируют при температуре 50...60⁰С сульфид цинка. Медный концентрат получают в виде камерного продукта.

Активатором сфалерита является медный купорос или сернистый натрий.

Активатором пирита является серная кислота или сульфит натрия. Иногда для этой цели достаточно перед пиритной флотацией снизить щёлочность пульпы путём её сгущения и последующего разбавления водой. Задепрессированный цианидом пирит активируется помощью медного купороса.

Собиратели - ксантогенаты, вспениватели – сосновое масло, Т-80.

Если не удастся избежать загрязнения цинкового концентрата минералами меди и железа, то их обезмеживание и обезжелезнение производятся "обратной" флотацией по методу Дебринной. В этом случае цинковый концентрат подвергается операциям десорбции реагентов и доизмельчению, после чего флотируется в содовой среде

(рН 9,5...10) с депрессией сфалерита цинковым купоросом (2...4 кг/т). В результате достигается значительное улучшение качества цинкового концентрата, получаемого в виде камерного продукта.

Получаемые медные концентраты содержат 17...31 % меди при извлечении 73...97 %, цинковые – 50...62 % цинка при извлечении 67...92 %.

Флотация руд с полярными несulfидными минералами

В группу полярных несulfидных минералов входят соединения с барит, шеелит, повелит, магнезит, кальцит, доломит и др. Ясно выраженный ионный характер связи в кристаллической решетке этих минералов обуславливает их высокую химическую активность по отношению к собирателям анионного типа и вместе с тем их повышенную способность к гидратации. Высокая растворимость в воде ксантогенатов и дитиофосфатов щелочноземельных металлов хорошо объясняет полное отсутствие у них собирательных свойств по отношению к этим минералам. Напротив, анионные собиратели с карбоксильной солидофильной группой (мыла, органические кислоты), а также с сульфогруппой (алкилсульфаты и др.) образуют с щелочноземельными катионами весьма труднорастворимые соединения и являются активными собирателями для минералов данной группы. Ввиду близости флотационных свойств минералов с щелочноземельными катионами их селективное разделение является сложным. Особенно трудна селекция минералов с одинаковыми катионами в кристаллической решетке (например, кальцита и шеелита, кальцита и флюорита, флюорита и шеелита и др.).

В.А. Мокроусовым показано, что избирательность воздействия жидкого стекла может быть резко увеличена, если совместно с жидким стеклом в пульпу вводить растворимые соли алюминия.

Введение в пульпу солей алюминия, меди или железа усиливает избирательность действия жидкого стекла на кальцит, флюорит и другие кальциевые минералы, при этом кальцит подавляется сильнее. Опыты показали, что сульфат, фторид и нитрат алюминия действуют при флотации примерно одинаково. Следовательно, их действие связано с катионами и не зависит от состава анионов солей.

Разделение минералов с щелочноземельными катионами и отделение их от других несulfидных минералов осуществляется применением селективно действующих регуляторов, в число которых входят силикат натрия, органические регуляторы из группы дубильных экстрактов (например, танин, декстрин и др.), большое значение имеет также подбор оптимальной концентрации водородных ионов в пульпе.

Флотация флюоритовых руд

CaF_2 - флюорит, плавиновый шпат. Плотность 3,18 т/м³.

Установлено несколько десятков элементов, входящих в минерал по законам изоморфизма или в виде неструктурной примеси. Ионы фтора могут частично замещаться O^{2-} , а Ca^{2+} - главным образом, образам 2-х и 3-х - валентными ионами РЗЭ. Известны разновидности CaF_2 - иттрофлюорит (обогащён иттрием) и церофлюорит – обогащён, предположительно, РЗЭ цериевой группы.

Химически чистый CaF_2 бесцветен, однако в природных условиях обычно это минерал разнообразной окраски - жёлтый, зелёный, фиолетовый, чёрный, молочно-белый и др. Окраска зависит от состава и количества примесей - европия - Eu, самария - Sm, окислов железа, марганца, а также от диспергированных включений кальция, фтора или углеводов.

Флюорит – неэлектропроводен, диамагнитен.

Методы переработки флюоритовых руд

Флюорит извлекается из силикатных, карбонатных, барито-флюоритовых, сульфидных, руд редких металлов и комплексных.

Руды выделяют: собственно флюоритовые (содержание 26...75 %) и комплексные (содержание 5...%).

По запасам руд месторождения подразделяются на очень крупные (Гозогорское с ресурсами около 90 млн т), крупные (Уртуйское, Гарсонуйское с запасами 11,7 и 9,8 млн т), средние (Шахтёрское) и большое количество мелких.

По содержанию флюорита руды подразделяются на богатые (CaF_2 более 50 %), средние (35...50 %) и бедные (28...35 % и менее).

Почти все руды необходимо обогащать. Только на отдельных месторождениях или их участках при содержании CaF_2 более 75 % руды можно использовать без предварительного обогащения. Наибольшую сложность при этом составляет разработка эффективной технологии переработки карбонатно-флюоритных и барито-флюоритовых руд.

Современные направления в обогащении флюоритовых руд обусловлены следующими двумя требованиями промышленности к продукции обогатительных фабрик: обеспечение нужд металлургической промышленности в кусковом флюоритовом концентрате, окатышах и обеспечение нужд химической и других отраслей промышленности в высококачественных флюоритовых флотоконcentратах, содержащих 95...99 % CaF_2 .

Обогащение флюоритовых руд осуществляется методами рудоразборки (ручная и механическая), гравитации (отсадка, обогащение в тяжелых средах) и флотации, гидрометаллургии.

Чаще всего применяются комбинированные схемы обогащения.

Рудоразборка - как самостоятельный метод потеряла свое значение.

Гравитация (отсадка и обогащение в тяжелых средах) применяется как вспомогательный процесс при обогащении крупновкрапленных руд для получения металлургических сортов плавикового шпата. Хвосты гравитации, как правило, дообогащаются флотацией с получением флотоконцентратов или окатышей.

Основной метод - **флотация**. Этот метод позволяет получать богатые концентраты, содержащие 95...99 % CaF_2 при высоком извлечении и выделять другие ценные компоненты - барит, сульфиды цветных металлов и другие в одноимённые концентраты. Кроме того, только флотацией можно перерабатывать тонковкрапленные и комплексные руды.

Флюорит легко флотируется оксигидрильными собирателями - жирными кислотами и их заменителями (олеиновая кислота, олеат натрия, алкилсульфат натрия и др.) в щелочной среде.

Лимонная кислота является депрессором флюорита.

Соли алюминия, особенно в смеси с жидким стеклом, и органические реагенты (декстрин, лигносульфонаты и др.), депрессирующие барит и кальцит, даже несколько активизируют флюорит.

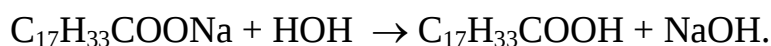
Особенности флотации флюоритовых руд

1. Применяемые жирные кислоты и их заменители являются одновременно собирателями и пенообразователями, поэтому дополнительно пенообразователи не применяются. Однако, это обстоятельство в тоже время значительно осложняет технологию за счет сильной пенообразующей способности жирных кислот. При больших расходах собирателя и значительном числе оборотных продуктов в желобах, насосных зумпфах и сгустителях накапливаются большие объемы пены (слой около 1 м), затрудняющие транспортирование и обезвоживание флотационных продуктов.

2. Особенностью жирных кислот и их мыл является значительная зависимость результатов флотации от температуры. (Например, олеиновая кислота - это жидкость, застывающая при температуре +14 °С). Флотация обычно проводится при температуре 20...25 °С и выше (до 80...90 °С в перечистных операциях).

3. Жирные кислоты применяются в щелочной среде.

Все соли олеиновой кислоты являются солями слабой кислоты и сильного основания, поэтому они гидролизуют с образованием олеата натрия и едкого натра:



Флотация ведется в щелочной среде, чтобы сдвинуть равновесие реакции влево и обеспечить существование наиболее активной ионной части реагента (для хемосорбции).

4. Собираательные свойства жирных кислот зависят от жёсткости воды, которая определяется концентрацией ионов Mg^{2+} и Ca^{2+} . Эти ионы образуют с жирными кислотами труднорастворимые мыла, что приводит к потерям собирателя и нарушению селективности процесса.

Поэтому жирные кислоты неэффективны в жёсткой воде.

В промышленных условиях флотацией кварц-флюоритовые руды перерабатывают по простым схемам и "стандартным" реагентным режимам. Схема состоит из основной, 1...2 контрольных и ряда перечистных операций. Реагентный режим: собиратель - жирные кислоты или их заменители, рН 8...11 создается содой кальцинированной или сернистым натрием, подавитель кварца - чаще всего жидкое стекло.

При обогащении сульфидно-флюоритовых руд вначале проводят сульфидную флотацию, а камерный продукт сульфидного цикла подвергают флюоритовой флотации.

При флотации сульфидно-флюоритовых руд для повышения селективности флотации депрессию кальцита осуществляют обычно в сильнощелочной среде, создаваемой NaOH (0,4...0,6 кг/т); усиливают депрессирующее действие жидкого стекла введением в пульпу поливалентных металлов (например, соли алюминия 0,6...0,8 кг/т), обработкой пульпы жидким стеклом при повышенной температуре, применением кислых растворов жидкого стекла.

Для повышения эффективности флотации тяжело поддающихся обогащению сложных кальцит-кварц-флюоритовых руд применяют широкий круг органических и неорганических соединений в качестве подавителей флотиремости карбонатов.

Селективность флотации может быть повышена подогревом пульпы до 40...45 °С в основной флотации и 70...90 °С - в перечистных, а также за счет введения дополнительных перечисток или выделения промпродуктов для переработки в отдельном цикле.

Обогатительные фабрики, перерабатывающие карбонат-флюоритовые руды, имеют сложные и разветвлённые схемы обогащения, позволяющие получить флотоконцентраты с содержанием флюорита не менее 92...95 %. Схемы включают тонкое измельчение исходной руды, основную, контрольную и ряд перечистных операций. Все промпродукты после доизмельчения обогащают в отдельном цикле с применением промежуточных пропарок.

В некоторых случаях в этих схемах эффективна дегидрофобизация сфлотированных минералов или применение менее сильного собирателя. При небольшом выходе концентратов их подвергают пропарке. При обогащении тонковкрапленных руд для удаления карбонатов применяют выщелачивание соляной кислотой.

Флотационные флюоритовые концентраты содержат 92...99 % CaF_2 и используются для получения плавиковой кислоты и фтористых

солей. Вредными примесями в них являются SiO_2 , CaCO_3 , сера, фосфор. Извлечение флюорита в концентрат в зависимости от состава руд колеблется 78... 91 %. Вместе с флюоритом переходят в концентрат связанные с ним и редкие земли.

Если во флюоритовых рудах содержится значительное количество барита, то при обогащении этих руд получают самостоятельный баритовый концентрат.

Флотация апатита и фосфоритов

Апатит - минерал с переменным количеством хлора и фтора. В общем виде выражается формулой $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3 \cdot \text{R}$, где R - F или Cl. Чаще встречается апатит с преобладанием фтора (фторапатит). Теоретическое содержание P_2O_5 во фторапатите 42,3%. В апатитовых рудах, являющихся основным сырьем для производства фосфорных удобрений, часто кроме апатита содержится нефелин, эгирин, сфен, титаномагнетит и другие минералы. Апатит чаще всего встречается в изверженных породах. Апатитовый концентрат руд разных месторождений должен содержать 35-39,4% P_2O_5 . Фосфориты являются минералами осадочных пород из группы апатитов, образующими шаровидные, скорлуповатые агрегаты, существенная часть их представляет собой фосфат $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$. Наряду с апатитом фосфориты являются основным сырьем для получения фосфорсодержащих удобрений.

Флотация апатита и фосфоритов имеет много общего. Невысокая стоимость концентратов требует применения дешевых реагентов. Последние являются чаще всего жирными кислотами или мылами, применяющимися в виде технических продуктов (таловое масло, смесь жирных кислот и др.). В большинстве случаев необходимо применение регуляторов для подавления пустой породы и регулирования свойств пены.

Флотация апатита.

Флотация апатита в крупном масштабе осуществляется на двух фабриках комбината Апатит. Освоение апатитовых руд Кольского полуострова, начинавшееся в 30-х годах, является крупным достижением российской техники.

По технологическим свойствам руды, поступающие на фабрики комбината Апатит, делятся на: рядовые (легкообогатимые), окисленные - из разрушенных зон, содержащие большое количество тонкодисперсных глинистых минералов и гидроокислов железа (труднообогатимые), смешанные. Руды состоят из апатита, нефелина, сфена, полевого шпата, эгирина, пироксенов, титаномагнетита и др. Практически все компоненты руды являются полезными (нефелин - сырье для производства алюминия, сфен - титана и т. п.).

Технологическая схема хибинских апатитовых руд приведена на рисунке 3.11. Руда измельчается до крупности 50...55% класса минус 0.074 мм. Этот предел выбран не столько из-за размера вкрапленности руды (apatит имеет большие размеры вкрапленности), но главным образом на основе требований, предъявляемых к крупности конечного концентрата. Вследствие растворения нефелина пульпа обладает постоянной щелочностью ($\text{pH} = 9,3 \dots 9,7$). Применяемые реагенты представлены в таблице 3.3.

При флотации руд (особенно окисленных с повышенным содержанием шламов) полезным оказывается применение для регулирования свойств пены и повышения селективности флотации оксипропиленовых соединений, например, реагентов ОП-7 или «Альфапол-4». Получение кондиционного по крупности и содержанию P_2O_5 концентрата достигается по простой одностадийной схеме после двух-трех перечисток [13].

Основной технологической задачей развития обогатительных фабрик комбината Апатит является комплексное использование руды и, прежде всего, полное извлечение нефелина для переработки на глинозем. Нефелиновый концентрат получается в настоящее время из хвостов апатитовой флотации после удаления в пену других минералов. Таким образом, концентрат является камерным продуктом. Он содержит около 29% трехоксида алюминия. Однако с поступлением на фабрики все более бедных руд качество нефелинового концентрата постепенно снижается вследствие плохой селективности разделения нефелина и полевых шпатов, обладающих в щелочной среде близкими флотационными свойствами. Селекция этих минералов подлежит разработке.

Таблица 3.3

Реагенты, применяемые при обогащении хибинских апатитовых руд

Наименование реагента	Расход, г/т	
	для рядовых руд	для смешанных руд
Дистиллированное талловое	40	85
масло		
Сырое талловое масло	60	75
Окисленный петролатум	15	4
Каустическая сода	65	90
Жидкое стекло	40	85
ОП - 4	-	10

Флотация фосфоритов.

Фосфоритовые руды весьма различны по минералогическому составу и, следовательно, по флотуемости.

Среди группы месторождений наиболее крупного Каратауского бассейна выделяются несколько разновидностей.

Обогащение небогатых фосфоритных руд, предназначенных для кислотной переработки, наряду с повышением общего содержания P_2O_5 в сырье предусматривает отделение кремнистых минералов и кислотноразлагаемых примесей (кальцита, доломита).

Исходная руда с содержанием P_2O_5 20...23% после измельчения и обесшламливания поступает на карбонатную флотацию тонкозернистой и песковой фракций с двумя перечистками каждая.

Карбонатная флотация проводится в кислой среде с $pH = 4,8...5$. В качестве реагентов применяют синтетические жирные кислоты (фракции $C_{10}-C_{16}$) и экстракционную фосфорную кислоту (т.е. происходит ионная депрессия фосфатов). В фосфатной флотации применяют следующие реагенты: соду, жидкое стекло, кубовые остатки от ВЖС, керосин. Флотационный концентрат с содержанием P_2O_5 28...29,5% подвергается сгущению, фильтрации и сушке.

Ракушечные фосфориты Прибалтики содержат фосфатное вещество, представляющее собой фторкарбонатапатит органического происхождения (остатки раковин моллюсков).

В настоящее время эксплуатируются два месторождения - Кингиосепское и Маардуское. Основной вмещающей породой в обоих случаях является кварц. Сростки с фосфатом встречаются редко. Часть зерен кварца имеет пленочки фосфата на поверхности и пленки ожелезнения.

Фосфат представлен почти нацело обломками фосфатных раковин низших брахиопод. Основная часть зерен фосфорита чистая, однако, встречаются зерна ожелезненные, с примазками доломита.

Схема обогащения руды Кингиосепского месторождения следующая. Исходная руда с содержанием 5...8% P_2O_5 после дробления в молотковых дробилках направляется на измельчение в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором. Слив классификатора обесшламливается в гидроциклонах и направляется на флотацию, состоящую из основной операции и двух перечисток.

В результате флотации получается концентрат, содержащий 28...29% P_2O_5 при извлечении 85%.

Флотация производится при $\text{pH} = 9,5$, создаваемом кальцинированной содой (расход 1,5 кг/т руды).

Применяются следующие реагенты: жидкое стекло 0,3 кг/т, ВЖС 1 кг/т, керосин 2 кг/т.

Флотационное обогащение на комбинате Маарду проводится с применением катионных флотационных реагентов (амины жирных кислот). При этом в пенный продукт поднимается кварц, а фосфориты остаются в камерном продукте.

Содержание P_2O_5 в концентрате 27...28% при извлечении 80%. Расход амина АНП 350 г/т руды.

Желваковые фосфоритные руды флотируются на Подмосковном горнохимическом комбинате и на Брянском фосфоритном заводе.

Из руды, подаваемой на фабрику ПГХК гидротранспортом, на дуговых ситах с размером щели 0,8 мм выделяется надрешетный продукт с содержанием 19% P_2O_5 . Он является готовым концентратом.

Подрешетный продукт (минус 0,5 мм) перекачивается в гидроциклоны. Слив гидроциклонов направляется в отвал, пески - на флотацию, которая ведется с помощью смеси талового масла (или кубовых остатков ВЖС и СЖК) и керосина в щелочной среде ($\text{pH} = 8...9$).

Показатели работы флотационной фабрики: содержание P_2O_5 в исходных эфелях - 7%, в концентрате - 19%, в хвостах флотации - 1,8%, в общих хвостах - 3%.

На Брянском заводе флотации подвергаются также пески гидроциклонов. Жидкое стекло, применяемое при флотации в качестве депрессора пустой породы, подается в виде 5%-ного раствора в первый контактный чан. Во второй контактный чан подается 75% общего собирателя, который состоит из смеси трех реагентов: талового масла

42%, керосина 30% и кубовых остатков от ВЖС 28%; 25% собирателя подается по фронту основной флотации.

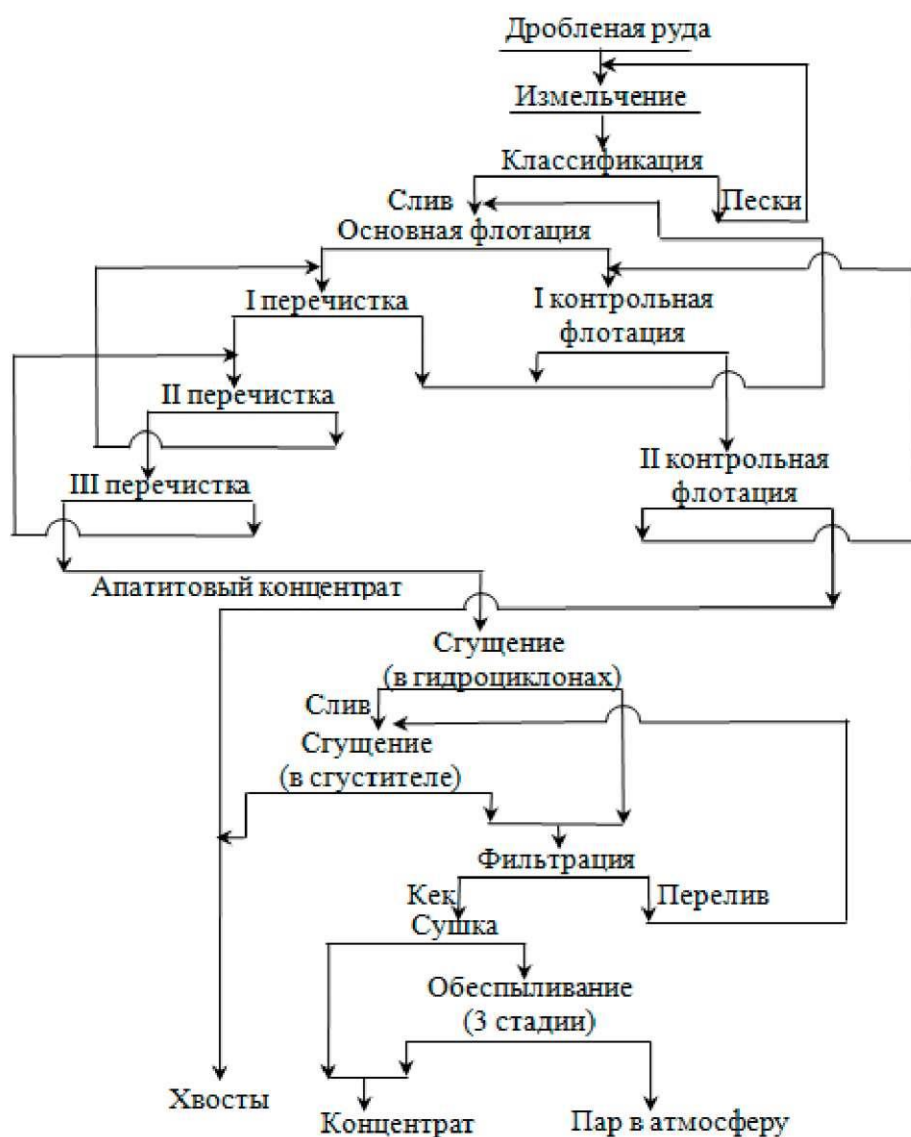


Рис. 3.11. Технологическая схема обогащения хибинских апатитовых руд

Пенный продукт основной флотации перечищается один раз. Хвосты основной флотации направляются в гидроциклоны для сгущения и классификации.

Пески гидроциклона поступают в спиральный классификатор, пески последнего - на доизмельчение в мельницу. Отвальные хвосты флотационного отделения содержат 2,7% P_2O_5 . Концентрат из

флотационных машин и слив обесшламливающих гидроциклонов направляются на сгущение, фильтрацию, сушку.

Показатели флотации следующие: содержание P_2O_5 в руде 7%, в мытом концентрате - 16,2%, во флотационном концентрате - 21,5...22%.

Технологическое извлечение на флотационной фабрике составляет 95...96%.

Высокое содержание полуторных оксидов (Fe_2O_3 и Al_2O_3) в мытом концентрате фосфатных руд России не позволяет использовать его для производства растворимых удобрений. Например, для производства нитроаммофоски содержание двухвалентного железа не должно превышать 0,5 %. При этом флотацию мытого концентрата вследствие отрицательного влияния шламов и водорастворимых соединений (гипса) осуществить невозможно. Предварительное выделение шламов вызывает большие потери P_2O_5 (более 30 %), а высокая концентрация солей жесткости приводит к большим расходам реагентов.

Принципиальное улучшение флотации фосфоритов было достигнуто предварительной термической обработкой. В результате обжиг-флотационного обогащения мытого концентрата получается продукт, пригодный для производства растворимых удобрений. Однако реализация такой технологии в промышленности требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат.

Стандартной технологией обогащения фосфатных руд Флориды (США), содержащих 9...18 % P_2O_5 , является промывка с получением готового продукта (фосфоритной гальки) крупностью -19...1,2 мм, содержащего 25...32 % P_2O_5 , и обесшламленного материала -1,2+0,1 мм, поступающего после разложения по 0,5 мм на флотацию[13].

Мелкозернистая фракция -0,5+0,1 мм флотируется в обычных флотомашинах при pH 8,9...9,5; крупнозернистая — в аппаратах

специальной конструкции (на концентрационных, ленточных столах и др.). В обоих случаях в качестве реагентов-собирателей используют талловое масло в сочетании с аполярными маслами и каустическую соду или безводный аммиак для регулирования pH пульпы.

Крупный и мелкий концентраты основной флотации, содержащие 8...40 % силикатов, промывают серной кислотой для десорбции собирателя и подвергают флотации при pH 6,8...7,5 со смесью катионных собирателей, что позволяет получать камерным продуктом концентрат, содержащий 32...36 % P_2O_5 при извлечении P_2O_5 92...98 % от операции.

Флотация барита

В барите – $BaSO_4$ - содержится BaO 65,7 %. Барит замещается стронцием. Между ними существует полная изоморфная смесимость.

Барит обычно бесцветен или снежно-белого цвета. Благодаря механическим микровключениям или дефектам в структуре, окрашен в желтоватый, голубой, красноватый, зеленоватый и другие цвета; имеет плотность 4,3...4,5 т/м³, низкую твёрдость 3,0...3,5, сравнительно небольшую абразивность; нерастворим в воде.

В СССР месторождения барита находились в Казахстане и Грузии.

Получаемые баритовые концентраты используются в качестве утяжелителя буровых растворов, как наполнитель в бумажной, резиновой, керамической, лакокрасочной, цементной промышленности. Барит применяют для приготовления взрывчатых веществ. Он является основным источником бария и его соединений, применяемых в текстильной, кожевенной, пищевой, медицинской промышленности, в электронике и радиотехнике, при изготовлении специальной штукатурки, непроницаемой для рентгеновского излучения. Чистые бездефектные кристаллы используются в оптике.

Высокосортные баритовые концентраты для химической промышленности содержат до 95 % BaSO_4 . Плотность концентрата для нефтяной промышленности должна быть 4,1...4,3 г/см³, а содержание шлама - 10 мкм не больше 5...7 %.

Содержание в рудах барита изменяется 20...50...90 %.

Все руды требуют обогащения. Обычно применяется флотация, гравитация или рудоразборка и промывка.

Барит относится к легкофлотируемым минералам олеиновой кислотой или смесью карбоновых кислот в щелочной среде (при pH более 7).

Соли двухвалентных металлов (меди, свинца, цинка) и трехвалентных (алюминия и железа) оказывают депрессирующее действие на флотацию барита. Также депрессируют барит и смесь жидкого стекла и хромата калия.

Барит флотируется обычно в щелочной среде олеиновой кислотой, талловым маслом в смеси с керосином, сульфатным мылом, нафтеновыми кислотами или алкилсульфатом натрия при расходе 0,5...1,5 кг/т. Наибольшей селективностью обладают алкилсульфаты натрия с длиной углеводородной цепи, содержащей 15...17 атомов углерода.

Легче всего барит извлекается из руд, пустая порода которых представлена кварцем и силикатами, легко депрессирующимися уже при небольших загрузках жидкого стекла.

Расход депрессора резко возрастает (до 1,5...4 кг/т) с возрастанием в руде содержания карбонатов кальция и магния..

Расход все реагентов снижается, если в качестве собирателя используют алкилсульфат натрия (100...150 г/т), обеспечивающий, кроме того, возможность флотации в жесткой воде без предварительного обесшламливания флотируемого материала.

При значительном количестве карбонатов кальция и магния в руде оказывается целесообразной обработка или промпродуктов в отдельном цикле или чернового баритового концентрата по методу Петрова - пропарка предварительно сгущённого до 50...60 % твёрдого концентрата в течение 30...60 минут в растворе жидкого стекла (0,3...2 %) при температуре 80...85 °С, разбавлении холодной водой до 25...40 °С и последующей флотации барита.

В процессе пропарки собиратель десорбируется с поверхности загрязняющих концентрат частиц кальциевых минералов и их флотация практически полностью депрессируется.

Очень часто барит извлекается из полиметаллических руд.

При обогащении барито-флюоритовых руд выделение барита осуществляется гравитационными методами или флотацией. В этом случае возможна как схема прямой селективной флотации барита и флюорита, так и схема с предварительной коллективной флотацией обоих минералов с последующей селекцией.

Варианты флотации барита и флюорита

1. Флотация барита небольшими загрузками алкилсульфата натрия (~0,4 кг/т) в содовой среде с подавлением флотации флюорита лимонной кислотой, а затем флотация флюорита олеиновой кислотой (0,2 кг/т) в присутствии жидкого стекла.

Эта схема применяется чаще всего в том случае, если в руде содержится $\text{BaSO}_4 > 20\%$.

2. Флотация флюорита жирными кислотами с депрессированием барита фтористым натрием, хромпиком или органическими депрессорами (крахмал, декстрин) при $\text{pH}=7\ldots8$. Затем флотируется барит олеиновой кислотой.

Разделение коллективного барито-флюоритового концентрата осуществляется путем депрессирования барита таннином и солью

закисного железа, декстрином и бихроматом калия, КМЦ и сернокислым алюминием, лигнинсульфонатом или крахмалом.

Схемы флотации барита сравнительно просты. Они включают обычно основную, контрольную флотации и 2...3 перечистки концентрата. Иногда концентрат последней перечистки подвергается классификации в гидроциклонах, пески которого являются концентратом для нефтяной промышленности, а из слива гидроциклона после 2...3 перечисток получают концентрат, пригодный для химической промышленности.

Флотация шеелитовых руд

Шеелит CaWO_4 (80% трехокси вольфрама, плотность 6 г/см³, твердость 5) является одним из самых важных промышленных минералов вольфрама. Флотируется в условиях, обычных для минералов с щелочноземельными катионами. Селекция шеелита и кальцийсодержащих минералов пустой породы осуществляется методом Петрова с применением жидкого стекла и пропарки концентрата, содержащего шеелит и кальцит. Если, однако, в шеелитовом концентрате содержится барит, способ Петрова не дает удовлетворительных результатов.

На рисунке 3.12 показана схема флотации шеелитовой руды. Флотация шеелитовой руды проводится с применением олеиновой кислоты и жидкого стекла в содовой среде. Концентрат перечистой флотации сгущается и обрабатывается по способу Петрова при температуре 90°C. После двух перечисток концентрат подвергается солянокислому выщелачиванию для обесфосфоривания.

Флотация силикатов и окислов

Класс силикатов и окислов весьма многочислен и разнообразен и поэтому мы рассмотрим флотационные свойства лишь наиболее распространенных и важных в промышленном отношении минералов.

Для них характерны предельная окисленность, максимальная гидрофильность, необходимость предварительной активации ионами тяжелых и других металлов перед флотацией (особенно при применении анионных собирателей), флотация с широким использованием собирателей, строгий контроль pH среды, необходимость применения сложных схем и регуляторов при селекции.

Флотация силикатов.

Кварц SiO_2 является предельно гидрофильным минералом. Неактивированный кварц, неспособный флотироваться без активации анионными собирателями, активируется ионами железа, меди и других тяжелых металлов (кварц активируется также щелочноземельными катионами) даже в условиях их ничтожной концентрации в пульпе, что позволяет ему полно флотироваться при применении анионных оксигидрильных собирателей. Кварц при активации ионами тяжелых металлов не сульфидизируется и не флотируется сульфгидрильными собирателями. Особенно активно он флотируется при активации железом в процессе измельчения в стальных мельницах. Кварц хорошо депрессируется жидким стеклом. Наиболее эффективным депрессором кварца, активированного Fe^{++} или Cu^{++} , является сернистый натрий. Неактивированный кварц хорошо флотируется катионными собирателями. Кислая среда является благоприятной в этом случае, тогда как при анионных собирателях предпочтительнее щелочная среда. Флотационные свойства кварца важны при осуществлении обратной флотации (например, железных руд) и разработке эффективных методов его депрессии. *Полевые шпаты* являются алюмосиликатами натрия, калия, кальция, бария и других катионов. Наряду с кварцем они образуют группу наиболее распространенных породообразующих минералов и составляют по весу около 50% земной коры. Обычно в кристаллах полевых шпатов изоморфно смешаны альбит $\text{Na}[\text{Al}(\text{Si}_3\text{O}_8)]$,

ортоклаз $K[Al(Si_3O_8)]$ и анортит $Ca[Al(Si_2O_8)]$. Во флотационных свойствах этих минералов есть много общего с кварцем: они почти не закрепляют без активации (катионы железа, кальция и других металлов) анионных собирателей, хорошо флотируются ими после активации, депрессируются жидким стеклом; катионные собиратели флотируют их также активно, как и кварц. В последнее время для получения особо качественных изоляторов возникла проблема селекции калиевого и натриевого полевых шпатов для получения фарфорового сырья, обогащенного калиевым шпатом. Учитывая весьма близкие (практически одинаковые) флотационные свойства этих минералов, эта задача является исключительно сложной. Она может быть решена только при флотации калиевого шпата катионным собирателем в растворе $NaCl$, депрессирующего натриевый полевой шпат, в соответствии с установленным методом ионной депрессии. В присутствии катионных собирателей полевые шпаты депрессируются жидким стеклом, кремнефторидом натрия и гексаметафосфатом, но полной депрессии достичь очень трудно.

Бериллиевые руды содержат наиболее важный в промышленном отношении минерал берилл $Al_2(SiO_3)_3 \cdot 3BeSiO_3$. В рудах часто присутствуют кроме берилла литий, тантал, ниобий и другие компоненты. Наиболее важное значение имеют два варианта технологии: кислотный и щелочной. По кислотному методу, после выделения сульфидов и слюды пульпу обрабатывают плавиковой и серной кислотами и флотируют катионным собирателем в общий концентрат берилл и полевой шпат.

После неоднократного разбавления и сгущения концентрата для вывода из него реагентов его флотируют в содовой среде анионным собирателем (полевой шпат после обработки плавиковой кислотой анионным собирателем не флотируется и переходит в хвосты). По

щелочному методу руду обрабатывают едким натром, при этом берилл активируется. Затем руду отмывают от щелочи и берилл флотируют анионными собирателями.

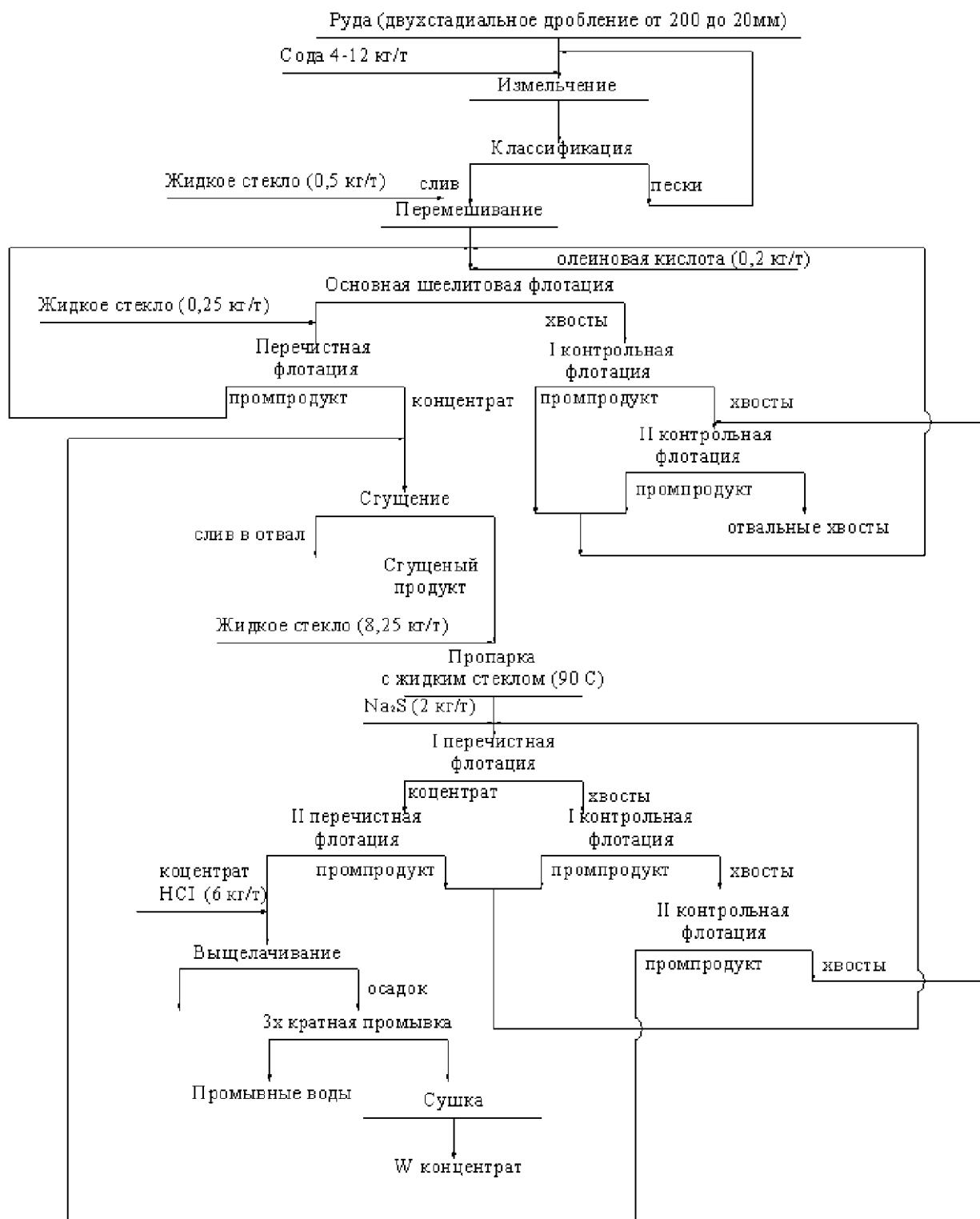


Рис. 3.12. Схема флотации шеелитовой руды

Литиевые руды чаще всего в качестве основного промышленного минерала содержат сподумен $\text{LiAlSi}_2\text{O}_6$, отличаются часто комплексностью, так же как бериллиевые руды (содержат бериллий и другие элементы). Для сильно выветрелых руд перед флотацией практикуют обесшламливание. Сподумен хорошо активируется едким натром и обработка им пульпы обычно всегда предшествует его флотации анионными собирателями (мылами, жирными кислотами).

Существенную роль во флотации играет очистка его поверхности от продуктов выветривания, что часто достигается перемешиванием пульпы в присутствии едкой щелочи. В некоторых случаях сподумен флотируют совместно со слюдой, применяя совместно анионный и катионный собиратели. Затем пенный концентрат перефлотируют в кислой пульпе, переводя сподумен в камерный продукт.

При обогащении комплексных литиевых руд, содержащих, например, кроме сподумена монацит, берилл, танталит-колумбит, циркон - схема может сочетать рудоразборку, гравитацию, электромагнитную и электрическую сепарацию.

Циркониевые руды содержат основной промышленный минерал - циркон ZrSiO_4 , который может флотироваться как анионными (мыла, жирные кислоты), так и катионными собирателями, первые максимально сорбируются при $\text{pH} = 7$, а вторые при $\text{pH} = 10$. На одной из зарубежных фабрик циркон извлекается из гравитационных концентратов, которые кондиционируются в концентрированным горячем растворе мыла, промываются, обрабатываются кислотой, отмываются от нее и флотируются в слабокислой среде. Извлечение циркона составляет 95...97%. В хвосты переходит кварц.

Флотация окислов

Группа окислов весьма многочисленна и многообразна. В настоящее время флотация применяется для извлечения из руд окислов железа, марганца, хрома, олова и некоторых других металлов.

Железные руды.

Железо входит в состав многих минералов, но рудными минералами являются только те, которые содержат примерно 16...72 % железа. Сюда относятся: магнетит – Fe_3O_4 (72, 4 % железа), гематит и мартит – Fe_2O_3 (70 % железа); гётит, лимонит и водные оксиды железа, объединённые под общим названием "бурые железняки" – $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ (48...63 % железа), сидерит – FeCO_3 (48,3 % железа), железистые хлориты (27...38 % железа), железистые кварциты (12...36 % железа). Обогащение железных руд осуществляется с применением электромагнитной сепарации с предварительным магнетизирующим обжигом и без обжига, гравитационных методов и флотации.

Схемы обогащения, как правило, многостадийные (до 5 стадий). Магнитная сепарация является одним из основных методов. Для обработки крупных классов применяют сухое обогащение, а для мелких – мокрое. Магнитное обогащение применяется, главным образом, для магнетитовых руд. Магнитное обогащение с магнетизирующим обжигом применяется для сидеритовых, гематитовых и бурожелезняковых руд, при котором при нагревании до 600...800 °С в окислительной среде образуется железо в форме магнетита.

Из гравитационных методов чаще всего применяются промывка, отсадка, концентрация на столах и обогащение в тяжёлых средах. Промывка применяется для глинистых руд для плотных разностей. Она не применима для охристых соединений железа, т.к. в этом случае они при промывке уходят в хвосты вместе с глиной.

Отсадка и концентрация на столах используются для обогащения немагнитных и слабомагнитных руд. При крупной вкрапленности железных минералов они эффективнее электромагнитной сепарации, флотации и обжига.

Разделение в тяжёлых средах используется при обогащении крупновкрапленных руд при крупности более 5 мм. Обычно эта технология дополняется другими методами для обогащения мелочи.

Флотация применяется при обогащении бедных тонковкрапленных руд, требующих для полного раскрытия минералов тонкого измельчения, а также для обогащения рыхлых разностей типа мартитов и шламов промывочных фабрик. Флотация может применяться также для выделения сульфидов и фосфорсодержащих минералов из железных руд, когда эти минералы присутствуют в количествах, оправдывающих применение этого процесса; а также для извлечения тонковкрапленных слабомагнитных оксидов железа из хвостов магнитной сепарации; для доводки бедных концентратов гравитации; получения суперконцентратов для нужд аккумуляторной промышленности и порошковой металлургии.

Все оксиды железа могут флотироваться оксигидрильными собирателями. Обычно в практике работы обогатительных фабрик стараются применять наиболее дешёвые собиратели из группы жирных карбоновых кислот или побочные продукты различных отраслей промышленности, из которых наибольшее распространение получили талловое масло и сульфатное мыло.

Для понижения чувствительности жирных кислот к солям жёсткости применяют добавки эмульгаторов типа реагент ОП и алкилсульфатов.

Магнетит, гематит сидерит флотируются хорошо. Бурые железняки флотируются значительно хуже. Подавителями флотации

минералов железа являются гидроксильные ионы, катионы щёлочноземельных металлов и органические соединения – крахмал, КМЦ и др. Активатор – кальцинированная сода.

При флотации железных руд применяются три основных схемы флотации: прямая анионная, обратная анионная или обратная катионная.

Прямая анионная флотация обычно проводится при pH 6...7 в операциях основной и контрольной флотации и 5,5...6 – в перечистных. Для регулирования pH используется серная кислота (до 0,8 кг/т). Иногда флотация производится в содовой среде (pH 9,5...10). Депрессоры минералов пустых пород – жидкое стекло или коллоидная кремневая кислота (до 1 кг/т). Для повышения селективности действия жидкого стекла вводят алюминий, медь и др.

Если в рудах содержится апатит, предпочтительнее флотация в слабокислой среде при добавлении фторидов или фторсиликатов.

Для нейтрализации действия солей жёсткости, связывающих собиратель, активирующих пустую породу и депрессирующих оксиды железа, дополнительно вводят небольшое количество фосфатных соединений, сернистого натрия и других реагентов (до 1 кг/т).

При наличии в руде силикатов железа, значительного количества апатита, кальцита и ангидрита, переходящих при прямой анионной флотации в концентрат и загрязняющих его, более целесообразно применение обратной флотации.

Обратная анионная флотация минералов породы производится в сильнощелочной известковой среде при pH примерно 11. Железный концентрат получается камерным продуктом.

В качестве депрессоров минералов железа используют гидроксильные ионы, крахмал, КМЦ, лигнин-сульфонаты, катионы

меди и др. Ионы кальция одновременно выполняют роль активаторов силикатов породы.

К достоинствам обратной анионной флотации относят возможность использования жёсткой воды при расходе собирателя 0,2...0,6 кг/т.

Обратная катионная флотация силикатных минералов породы проводится в содовой среде при pH 8...9 аминами (АНП-14 0,2...0,4 кг/т) или их солями.

В качестве депрессоров минералов железа применяют крахмал, декстрин, таннин (0,5...1 кг/т), сульфит-целлюлозный щёлок, отходы мукомольного производства, КМЦ и др. Вредное влияние при этом оказывает присутствие в пульпе ионов железа и алюминия, которые сорбируются на силикатных породных минералах и депрессируют их флотацию.

Схемы флотации железных руд достаточно просты. Они включают обычно основную, иногда контрольную и 2...3 перечистки.

Результаты обогащения по всем трём схемам примерно одинаковы. Выбор схемы определяется вещественным составом исходной руды и стоимостью передела по каждому из них.

Особенности флотации железных руд

1. Большая чувствительность флотации к интенсивности перемешивания пульпы, с уменьшением которой селективность процесса возрастает.

2. Необходимость применения возможно более плотных пульп.

3. Необходимость предварительного удаления шламов при значительном количестве их в руде, чтобы избежать излишнего поглощения реагентов и нарушения селективности процесса.

Предотвратить потери железных минералов со шламами в ряде случаев удаётся применением реагентов (например, крахмала, танина), вызывающих селективную коагуляцию оксидов железа.

Качество получаемых железных концентратов зависит от состава руд. Так, концентраты, получаемые при флотации магнито-гематитовых руд, содержат не менее 62...65 % железа. При флотации бурожелезняковых руд – 43...50 % железа, при флотации сидеритовых руд – 30...35 % железа.

Советскими исследователями разработана и используется схема получения в результате обратной флотации сверхчистых "суперконцентратов", содержащих более 70 % железа (режим: pH более 10 с применением едкого натра в смеси с известью, сульфитной барды и таллового масла или его заменителей).

Марганцевые руды.

Основные минералы: пиролюзит – MnO_2 , браунит – Mn_2O_3 , манганит – $\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, псиломелан – $(\text{MnO})_m \cdot (\text{MnO}_2)_n \cdot (\text{H}_2\text{O})_p$, гаусманнит – Mn_3O_4 , родохрозит – MnCO_3 , родонит – MnSiO_3 , легко шламуются и обладают худшей флотируемостью по сравнению с оксидами железа.

В зависимости от минерального состава марганцевые руды подразделяют на оксидные, карбонатные, силикатные и смешанные.

Основное промышленное значение имеют оксидные руды. Подчинённое значение имеют карбонатные руды. Силикатные руды, как правило, содержат повышенное количество кремнезёма и труднообогатимы.

Флотации подвергаются чаще всего шламы (менее 1 мм) гравитационного или магнитного обогащения руд. Вследствие высокой пористости полезных минералов, наличия в них включений глины и сильной ошлагованности как минералов марганца, так и пустой

породы, марганцевые шламы являются трудным объектом для флотационного обогащения.

Из всех марганцевых минералов лучше всего флотируется родохрозит, из окисленных – пиролюзит.

Установлено, что предварительная кислотная обработка резко снижает степень гидратированности минералов марганца, приводя к улучшению флотируемости и повышению скорости их флотации при снижении расхода собирателя.

В качестве собирателя используют те же реагенты и продукты, что и при флотации железных руд – олеиновую кислоту, олеат натрия, талловое масло, окисленные углеводороды, нафтеновые кислоты; побочные продукты нефтеперерабатывающих заводов, содержащие карбоновые кислоты и их мыла, кубовые остатки кислот (КОК) и спиртов (КОС), технические жирные кислоты (ТЖК) и др. Их коллектирующая способность возрастает при добавках углеводородных масел и при эмульгировании собирателей.

В качестве депрессора применяют жидкое стекло, регуляторов среды – кальцинированную соду, едкий натр, серую или соляную кислоту, вспенивателей – терпинеол, сосновое масло и др.

Флотационное отделение минералов марганца от минералов породы, представленных, в основном, кварцем, полевыми шпатами, глиной, кальцитом, доломитом, песчаниками и т.п. производится по схемам и режимам, принципиально не отличающимся от схем и режимов прямой и обратной анионной флотации железных руд. Оптимальное значение pH, равное при прямой анионной флотации 7...9, а при обратной – 9...10, создают обычно содой и лишь иногда едким натром. Собиратель задают порционно при общем расходе его 2...3 кг/т. При наличии сульфидов их флотируют в начале флотации. Для депрессии пустых пород применяют жидкое стекло (0,4...0,7 кг/т).

Флотации предшествует обесшламливание по классу 10...15 мкм.

Для уменьшения потерь со шламами схема обязательно должна включать этап селективной коагуляции. Селективная коагуляция позволяет уменьшить или ликвидировать потери со шламами за счёт исключения операции дешламации из схемы при использовании "эмульсионной" или "агломерационной" флотации, когда центрами коагуляции являются капельки эмульгированного собирателя.

Эффективная флотация таких руд требует особого гидродинамического режима и особой конструкции флотомашин. Наиболее подходящими для этой цели в настоящее время являются машины для пенной сепарации, флокулярной флотации и в некоторых случаях - колонные машины.

В результате флотации получают марганцевые концентраты, содержащие 22...46 % марганца при извлечении его в концентрат 80...90 % от обесшламленного питания флотации, но только 40...70 % от исходного материала.

Железомарганцевые конкреции перерабатываются с применением гидро-, пирометаллургических или комбинированных методов.

Хромовые руды.

В природе известно более 20 минералов хрома: он входит в состав свинцовых и медно-свинцовых оксидов, силикатов (хромдиоксид, хромовые слюды), крокоита – $4[\text{Pb}(\text{CrO}_4)]$ и др.

Промышленные скопления образуют только железистые и магнезиальные разновидности хромита FeCr_2O_4 – хромшпинелиды с общей химической формулой $(\text{Mg}, \text{Fe}^{2+})(\text{Cr}, \text{Al}, \text{Fe}^{3+}, \text{Ti})_2\text{O}_4$, например, магнохромат $(\text{Mg}, \text{Fe})\text{CrO}_4$, алюмохромат $(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{Cr}, \text{Al})_2\text{O}_4$ и др.

Содержание Cr_2O_3 в минералах от 2 до 67 %. Промышленное значение имеют руды при содержании в них Cr_2O_3 не ниже 25...30 %.

Флотационные свойства хромита и хромшпинелидов очень близки к флотационным свойствам окислов железа.

Обычно применяют прямую анионную флотацию и обратную катионную.

При прямой анионной флотации хромита для депрессии основных минералов пустой породы (серпентина и оливина) в кислой среде используют фтористый и кремнефтористый натрий, а в щелочной – КМЦ, сульфитцеллюлозные щёлочи и жидкое стекло.

При наличии в руде кальцита дополнительно подают небольшие количества гексаметафосфата натрия.

Обратную катионную флотацию минералов породы проводят после предварительного обесшламливания в сильноокислой среде (рН более 12) с применением в качестве собирателя первичных алифатических аминов.

Получаемые хромитовые концентраты используются в производстве фарфора.

2.2. Задачи для самостоятельного решения

Задача 2.1 Рассчитать расход ИМ - 50 на тонну исходной фосфатно- ниобиевой руды, если расход по операции ниобиевой флотации составляет 500 г/т. Производительность фабрики 15000 т/сут., а в ниобиевую флотацию поступает 3000 т/сут.

Ответ: 100 г/т.

Задача 2.2 Рассчитать, сколько надо подать мл 2%-го раствора соды во флотационный опыт. Исходная навеска 200 г, расход соды 400 г/т руды.

Ответ: 4 мл.

Задача 2.3 Найти выход графитового концентрата, если содержание в нем углерода 90%, а на фабрику поступает руда с содержанием углерода 5%, извлечение углерода в концентрат 92%.

Ответ: 5,11%

Задача 2.4 Рассчитать выход талькового концентрата, если из 10000 т руды получено 8000 т хвостов.

Ответ: 20%.

Задача 2.5 Найти выход графитового концентрата, если извлечение углерода 95%, содержание его в руде - 4%, в концентрате - 85%.

Ответ: 4,47%

Задача 2.6 Расход керосина в Мо флотации на тонну исходной Си-Мо- руды составляет 400г/т, выход коллективного концентрата - 10%. Определить расход керосина по операции Мо флотации.

Ответ: 4000 г/т.

Задача 2.7 Производительность фабрики 15000 т/сут., содержание графита в графитовой руде 4%, извлечение в концентрат - 94%. Сколько тонн графита с концентратом отгружает обогатительная фабрика в сутки?

Ответ: 564 т/сут.

Задача 2.8 Рассчитать, сколько тонн хвостов в сутки получается на фабрике, если извлечение металла в концентрат 90%, содержание металла в руде - 3%, а в концентрате 20%.

Ответ: 8650 т.

Задача 2.9 Производительность фабрики 50000 т/сут., содержание меди в руде 1,3%, в концентрате 20%, выход хвостов 95%. Сколько тонн металла выплавят на металлургическом заводе из этого концентрата?

Ответ: 500 т/сут.

Задача 2.10 Производительность фабрики 15000 т/сут., содержание графита в руде 3,5%, а в концентрате - 93,4%. Извлечение металла в концентрат 85%. Определить, сколько тонн в сутки сбрасывает фабрика хвостов в хвостохранилище.

Ответ: 14520 т/сут.

Задача 2.11 Производительность фабрики 12000 т/сут. Фабрика каждые сутки выдает 100 т концентрата. Определить выход хвостов.

Ответ: 99,2%

Задача 2.12 Рассчитать, сколько надо подать мл жидкого стекла 5%-го раствора в лабораторную флотационную машину. Исходная навеска 250 г, расход жидкого стекла 500 г/т руды.

Ответ: 2,5 мл.

Задача 2.13 Рассчитать расход сернистого натрия на тонну исходной Cu-Mo-руды, если его расход по циклу молибденовой флотации 4000 г/т коллективного концентрата, а выход коллективного концентрата - 10%.

Ответ: 400 г/т.

Задача 2.14 Производительность фабрики 8000 т/сут. Содержание металла в руде 2,5%, в концентрате - 60%. Выход концентрата 8%. Определить, сколько тонн металла теряется с хвостами в сутки.

Ответ: 32 т.

Задача 2.15 Сколько тонн руды в сутки должна переработать фабрика для получения 3000 т концентрата в сутки, если выход хвостов 93%

Ответ: 42857 т.

Задача 2.16 Для закладки в шахту идет 60% от общих хвостов фабрики. Производительность фабрики 20000 т/сут., выход концентрата 4%. Сколько тонн хвостов отправляет в сутки обогатительная фабрика в шахту?

Ответ: 11520 т.

Задача 2.17 Фабрика перерабатывает цинковую руду с содержанием цинка 2%. На фабрике получают два продукта: концентрат, с содержанием 60% цинка и хвосты, с содержанием цинка 0,3%. Рассчитать выход концентрата и хвостов.

Ответ: 2,9% и 97,1%.

Задача 2.18 Рассчитать, сколько надо подать капель керосина в лабораторную флотационную машину, чтобы выдержать расход - 600 г/т. Навеска 200 г, вес капли 11 мг.

Ответ: 11 капель

Задача 2.19 Расход цианида на тонну коллективного концентрата 200 г. Рассчитать расход цианида на тонну исходной руды, если выход коллективного концентрата 10%.

Ответ: 20 г/т

Задача 2.20 Рассчитать, сколько тонн свинца и цинка теряется в сутки с хвостами, если содержание свинца и цинка в хвостах соответственно 0,1 и 0,2%. Производительность фабрики 10000 т/сут, выход свинцового концентрата 5%, цинкового - 3%.

Ответ: Pb - 9,2т, Zn - 18,4 т.

Задача 2.21 Сколько тонн флюоритовой руды необходимо переработать, чтобы получить 1000 т концентрата, если выход концентрата 15%?

Ответ: 6667 т

Задача 2.22 Производительность фабрики 15000 т/сут. Содержание барита в руде 10%. Сколько тонн барита можно дополнительно получить, если извлечение барита в концентрат увеличить с 90 до 97%.

Ответ: 105 т

Задача 2.23 Производительность фабрики 20000 т/сут. Фабрика сбрасывает 8000 т/сут хвостов, выход промпродукта 15%. Сколько требуется в сутки пятидесятитонных вагонов для отгрузки концентрата и промпродукта?

Ответ: 200 и 40 вагонов

Задача 2.24 Производительность фабрики 12000 т/сут, содержание апатита в руде 20%, извлечение апатита в концентрат 85%. Определить, сколько тонн апатита в сутки сбрасывает фабрика с хвостами в отвал.

Ответ: 360 т

Задача 2.25 Расход сернистого натрия на тонну исходной руды составляет 600 г/т, выход коллективного Cu-Mo концентрата - 10%. Определить расход сернистого натрия по операции разделения Cu-Mo концентрата.

Ответ: 6000 г/т

Задача 2.26 Навеска для флотации в лабораторной машине 200 г. Расход солянки - 600 г/т, вес капли 12 мг. Определить, сколько нужно подать капель солянки.

Ответ: 10 капель

Задача 2.27 Расход цианида на тонну Cu-Pb концентрата составляет 100 г/т, выход Cu-Pb концентрата 10%. Определить расход цианида на тонну исходной руды.

Ответ: 10 г/т

Задача 2.28 Фабрика с производительностью 15000 тонн руды в сутки получает концентрат, промпродукт и хвосты. Выход концентрата и хвостов 6 и 85% соответственно. Рассчитать, сколько тонн промпродукта получает фабрика в сутки.

Ответ: 1350 т

Задача 2.29 Фабрика, производительностью 12000 т/сут., получает хвосты и концентрат, последний имеет выход 6% и содержание металла 58%. Рассчитать, сколько тонн металла извлекают в концентрат за сутки.

Ответ: 417,6 т

Задача 2.30 Производительность фабрики 13000 т руды в сутки, выход концентрата 24%. Определить, сколько мешков в сутки потребуется для затаривания концентрата, если вместимость одного мешка 60 кг.

Ответ: 52 мешка

Задача 2.31 Фабрика производит в сутки 600 т концентрата при выходе 1,5%. Рассчитать суточную производительность фабрики.

Ответ: 40000 т/сут

Задача 2.32 Рассчитать извлечение металла в концентрат и хвосты, выхода и массу этих продуктов. Производительность фабрики 10000 т/сут. Содержание металла в руде 4%, в концентрате - 40%, в хвостах - 3%.

Ответ: $\gamma_{к-т} = 3\%$; $\gamma_{хв} = 97\%$; $\epsilon_{к-т} = 80,6$; $\epsilon_{хв} = 19,4\%$

Задача 2.33 Из апатитовой руды получают концентрат с содержанием апатита 50% и хвосты с содержанием 0,5%. Выход концентрата 10%. Рассчитать, какое будет содержание апатита в руде.

Ответ: 5,45%

Задача 2.34 В лабораторную флотационную машину для навески 200 г подано 4 мл 2%-го раствора жидкого стекла. Определить его расход в граммах на тонну руды.

Ответ: 400 г/т

Задача 2.35 В основную апатитовую флотацию подается 500 г/т соды, в первую перемешку - 200 г/т, во вторую 50 г/т исходной руды. Выход концентрата основной флотации 40%, выход концентрата первой

перечистки 20%. Определить расход соды по операциям первой и второй перечистки.

Ответ: по первой перечистке - 500 г/т, по второй перечистке - 250 г/т

Задача 2.36 В цикл ниобиевой флотации подается 500 г/т ИМ-50. Цикл состоит из основной флотации и двух перечисток. Расход ИМ-50 в основную флотацию составил 60% от общего расхода, в 1-ю перечистку - 30%, во 2-ю - 10%. Рассчитать расход ИМ-50 по операциям в граммах на тонну.

Ответ: 300, 150 и 50 г/т

Задача 2.37 В цикл апатитовой флотации подается 800 г/т технических жирных кислот (ТЖК). Цикл состоит из основной флотации и двух контрольных флотаций. В первую контрольную флотацию подается 30% ТЖК (от общего расхода), во вторую - 20%. Рассчитать расход ТЖК в граммах на тонну исходной руды в каждой операции.

Ответ: основная флотация - 400 г/т; первая контрольная флотация - 240 г/т; вторая контрольная флотация - 160 г/т

Задача 2.38 В цикл апатитовой флотации, состоящей из основной флотации и двух перечисток, подается 700 г/т жидкого стекла. Выход концентрата основной флотации составил 30%, концентрата первой перечистки - 20%. Соответственно в 1-ю и 2-ю перечистки подано жидкого стекла 150 и 50 г/т исходной руды. Рассчитать расход жидкого стекла по операциям.

Ответ: основная флотация - 500 г/т ; 1-я перечистка - 500 г/т; 2-я перечистка - 250 г/т

Задача 2.39 В лабораторную флотационную машину подано 10 капель керосина на навеску 200 г. Вес капли 11 мг. Рассчитать расход керосина на тонну исходной руды.

Ответ: 550 г

Задача 2.40 Тальковая руда флотируется по схеме, включающей основную флотацию и две перечистки. Выход концентрата основной флотации составил 60%, концентрата первой перечистки - 50%. Определить расход ИМ-5 на тонну руды от операции флотации, если расход ИМ-5 на тонну исходной руды в основную флотацию составлял 600 г/т, в первую перечистку - 100 г/т, во вторую - 50 г/т исходной руды.

Ответ: основная флотация - 600 г/т; первая перечистка - 167 г/т; вторая перечистка - 100 г/т.

Рекомендуемый библиографический список

1. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твёрдых полезных ископаемых. Т. 1 Обоганительные процессы и аппараты. Т.». Технология переработки и обогащения минерального сырья. – М.: Изд-во Моск. госуд. горн. Университета, 2001.

2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993 г. – 412 с.

3. Нормы технологического проектирования флотационных фабрик для руд цветных металлов. – М.: Минцветмет СССР. 1986. – 131 с.

4. Фатьянов А.В. Технология обогащения полезных ископаемых. [Текст]: учебное пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина, Е.В. Глотова. Чита: ЧитГТУ, 2003. 354с.

5. Фатьянов А.В. Проектирование обоганительных фабрик [Текст]: учебное пособие / А.В. Фатьянов. Чита: ЧитГТУ, 2003. 300с.

Практическое занятие №3

3.1. Теоретическое введение

Физические основы минерализации пузырьков воздуха в пульпе флотационных машин

Частица, поступившая в некоторый момент времени во флотационную машину, может столкнуться с пузырьком, закрепиться на нем, перейти с пузырьком в пену и с пеной попасть в концентрат. Тонкая частица может попасть в концентрат и, не закрепляясь на пузырьке, путем механического переноса вместе с жидкостью, увлекаемой пузырьком в пену. Существуют различные возможности поведения частицы в камере (прикрепление и отрыв от пузырьков в пульпе и пене, повторные прикрепления и отрывы и т.д.), заканчивающиеся выходом частицы в концентрат, либо в хвосты. Все эти процессы можно показать в виде переходов частицы внутри флотационной машины между четырьмя состояниями [1-3,14]:

- 1 - свободные частицы в пульпе;
- 2 - закрепленные на пузырьках частицы в пульпе;
- 3 - закрепленные на пузырьках частицы в пене;
- 4 - свободные частицы в пене.

Вероятность совершения перехода зависит от размера частицы, ее массы, формы, минерального состава, обработки реагентами и др.

Требования предъявляемые к современным флотационным машинам

Практика промышленного применения флотационных машин для обогащения различных полезных ископаемых [1-3, 14] и в других областях техники, исследования процессов, происходящих во флотационных машинах, и изучения гидроаэродинамики машин позволяет сформулировать следующие основные требования к современным конструкциям флотационных машин:

1. Равномерная по всему объему аэрация пульпы при высокой диспергации 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 количеством флотационной пены и скоростью ее удаления. Если эта скорость будет чрезмерно большой, то не будет обеспечиваться возможность возврата частиц пустой породы, механически захваченных пузырьками, из пены в пульпу и качество концентрата ухудшится. Если же скорость удаления пены будет недостаточной, то из-за деминерализации пены снизится извлечение.

5. Непрерывность флотации, т.е. непрерывное питание машины и непрерывная разгрузка сфлотированных и несфлотированных частиц.

6. Возможность регулировки высоты уровня пульпы и пены, величины 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 конструкций 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.

Основные факторы, влияющие на эффективность работы флотационных машин

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

Оптимальная плотность пульпы устанавливается опытным путем. Обычно она колеблется в пределах 15...40% твердого. В развитых схемах флотации для регулировки плотности пульпы пользуются разбавлением или сгущением. В перемешивающих флотациях для получения наиболее чистых концентратов плотность пульпы должна быть несколько меньше чем в основных. Основные факторы, влияющие на эффективность работы флотационных машин подробно описаны в 3 лабораторной работе, 2 глава 1 раздела.

Общие принципы выбора и технологического расчёта оборудования.

При выборе оборудования решают следующие основные задачи.

1. Выбор схемы аппарата и его типоразмера.
2. Расчёт производительности для заданных условий.
3. Определение потребного числа аппаратов.

Тип выбираемого аппарата зависит от крупности кусков обогащаемого материала и его физических свойств. Если возможно использование аппаратов нескольких типов, то выбор может быть сделан на основе технико-экономического сравнения отдельных аппаратов. Решающую роль в вопросе о выборе типа играет учёт

накопленных практических данных по эксплуатации подобных обогатительных фабрик.

Выбор типоразмера аппарата связан с распределением потока обогащаемого материала на параллельные секции. Общая тенденция в этом направлении – максимальное укрупнение потоков и применение аппаратов с максимально возможной единичной производительностью.

Производительность отдельных аппаратов обычно колеблется в широких пределах и зависит от многих причин, поэтому производительность должна приводиться к конкретным условиям.

Описание основного оборудования флотационного передела.

Для флотационного обогащения созданы сотни машин и аппаратов, из которых лишь несколько десятков нашли широкое промышленное применение. Общее для всех современных конструкций флотационных машин - использование в качестве рабочего агента воздуха в виде мелких пузырьков, образуемых в пульпе тем или иным способом. Воздушные пузырьки минерализуются при непосредственном столкновении их с частицами, скольжении частиц по поверхности пузырьков, выделении пузырьков на поверхности частиц и сочетании этих способов. Относительная роль способов минерализации зависит от применяемых способов аэрации и конструкций флотационных машин.

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

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

механические флотационные машины, в которых аэрация пульпы осуществляется вследствие засасывания воздуха из атмосферы ме-

шалками 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 машины с аэрацией жидкости пузырьками, выделяющимися при электролизе;

флотационные машины с изменяемым давлением, аэрация в которых обеспечивается вследствие выделения растворенных газов из пульпы при снижении давления над ней;

комбинированные флотационные машины, 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 ее боковые борта. Уровень пульпы регулируют скоростью разгрузки хвостов.

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

Флотационные машины *камерного* типа состоят из отдельных

камер, в каждой из которых устанавливаются 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 промежуточных продуктов флотации. Благодаря этому в одной машине можно осуществить несколько технологических операций. Недостатки камерных машин - более сложный надзор из-за необходимости регулировки уровня пульпы в каждой камере; производительность флотомшины по потоку ограничена 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. Это исключает недостатки, присущие камерным машинам. Для прохода пульпы междукамерные перегородки по ширине всей камеры имеют большие отверстия, нижний уровень которых находится на уровне надимпеллерного диска, а верхний - на 300- 400 мм ниже уровня пульпы. Недостатком прямоточных машин является понижение уровня пульпы вдоль машины, из-за чего для каждой камеры 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 работают как прямоточные. Уровень пульпы регулируется в последней камере каждой секции.

Кроме того, существует монокамерные флотационные машины, состоящие из одной камеры, устанавливаемые 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 [1].

Основные направления совершенствования флотационных машин

Разработка и промышленное внедрение новых конструкций флотомашин - одно из наиболее крупных достижений современной обогащательной техники.

В настоящее время ведутся обширные теоретические исследования, практические дискуссии по конструкциям и результатам работы новых машин, выдвигаются новые требования к флотомашинам, в частности, для раздельной флотации крупного материала и шламов.

При разработке новых флотационных машин, в том числе для флотации очень тонких (5...10 микрон) и крупных частиц (до 3...5 мм), основной целью является интенсификация процесса флотации, уменьшение энергозатрат, снижение капитальных и эксплуатационных затрат.

Основными направлениями совершенствования и разработки новых флотационных машин являются:

- создание крупноразмерных флотационных машин высокой производительности, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат. С 90-ых годов прошлого столетия вместимость камер возросла до 300-500 м³;

- переход в машинах больших размеров с режима самозасасывания воздуха на режимы с принудительной подачей воздуха от воздуходувных аппаратов;

- увеличение глубины существующих и вновь создаваемых флотационных машин;

- модернизация аэраторов (импеллеров и успокоителей) в направлении улучшения диспергирования воздуха, равномерного распределения пульповоздушной смеси по объему камеры и ламинаризации потоков;

- модернизация аэраторов с целью снижения потребляемой ими электроэнергии и повышения срока службы. Одним из путей решения этой задачи является подача в аэратор циркуляционного потока пульпы из верхней зоны машины, в которой отсутствуют крупные, наиболее абразивные частицы твердого;

- создание оптимальных гидродинамических условий для процессов минерализации пузырьков и выделения из пульпы флотационных комплексов в камерах меньшего размера;

- применение в машинах устройств, ускоряющих продвижение пены к пенному сливному порогу.

- На фабриках нашли применение следующие типы машин: ФМ – механические, ФПМ – пневмомеханические, ФП – пневматические, ФКМ – флотомшины с кипящим слоем, ФПС – машины пенной сепарации.

Порядок расчёта:

1. Определяют поток пульпы, поступающий в каждую операцию по формуле:

$$V_{\pi} = \frac{Q_{\pi}(R + 1/\delta)}{1440}, \quad (3.1)$$

где V_{π} – объём пульпы, поступающей в операцию, м³/мин;

Q_{π} – суточная производительность по твёрдому в данной операции, т/сутки;

R – весовое отношение Ж : Т в пульпе в данной операции;

δ – плотность твёрдой фазы, т/м³.

2. Определяют оптимальный объём флотомашины для основной и контрольной флотаций, исходя из времени пребывания пульпы в одной камере не более 0,5 мин. К перемешивающим операциям это условие не относится.

3. Рассчитывают промышленное время флотации на основе имеющихся лабораторных данных или по данным работы промышленных аналогов

Используя данные института Механобр, принимают при переходе от времени флотации, полученном на лабораторных флотомашинах, к промышленному по полиметаллическим рудам коэффициент 1,3...1,8 для операций основной и контрольной флотаций и для перемешивающих операций 1,3...1,5; для флотации неметаллических полезных ископаемых принимают переходный коэффициент, равный 2.

4. Рассчитывают необходимое число камер флотомашин в каждой операции по формуле

$$n = V_{\text{п}} t_{\text{п}} / V_{\text{к}} K, \quad (3.2)$$

где n – число камер флотомашины в данной операции;

$V_{\text{п}}$ – объём пульпы, поступающей в операцию, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$t_{\text{п}}$ – промышленное время флотации в данной операции, мин;

$V_{\text{к}}$ – объём камеры флотомашины, м^3 .

K – коэффициент заполнения камеры, равный отношению полезного объёма камеры к геометрическому. $K = 0,8...0,85$.

При расчётах следует иметь в виду, что количество камер для механических и пневмомеханических флотомашин в операциях основной и контрольной флотаций должно быть не менее 4.

5. Уточняют расчётное число камер в каждой операции, имея в виду, что механические флотомашины малого типоразмера изготавливаются двухкамерными секциями.

Если принять решение об установке флотомашин нескольких типоразмеров, оптимальное решение необходимо обосновать технико-экономическими сравнениями рассматриваемых вариантов.

3.2. Задачи для самостоятельного решения

Задача 3.1 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Гарсонуйского месторождения.

Расход пульпы в основной флотации - $13819 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Расход пульпы в перечистке $2786 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 12.5; перечистка: 4 камеры ФМ 6.3

Задача 3.2 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Удоканского месторождения.

Расход пульпы в основной флотации - $12986 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Расход пульпы в контрольной флотации - $16111 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 9 минут

Ответ: основная флотация: 6 камер ФПМ 12.5; контрольная флотация: 8 камер ФПМ 12.5

Задача 3.3 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Чинейского месторождения.

Расход пульпы в основной флотации - $3451 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 7 минут

Расход пульпы в перечистке - $2763 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Ответ: основная флотация: 10 камер ФПМ 6.3; перечистка: 4 камеры ФМ 3.2

Задача 3.4 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Сорского месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $6758 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Расход пульпы в контрольной флотации - $6673 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Ответ: основная флотация: 6 камер ФПМ 6.3; контрольная флотация: 4 камеры ФПМ 6.3

Задача 3.5 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Пограничного месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $9068 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 9 минут

Расход пульпы в перечистке - $3032 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: основная флотация 10 камер ФПМ 6.3; Перечистка: 4 камеры ФМ 6.3

Задача 3.6 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Усуглинского месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $7509 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Расход пульпы в контрольной флотации - $5611 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 6.3; контрольная флотация: 6 камер ФПМ 6.3

Задача 3.7 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Гайского месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $12529 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 9 минут

Расход пульпы в перечистке - $2001 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: основная флотация: 14 камер ФПМ 6.3; перечистка: 4 камеры ФМ 3.2

Задача 3.8 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Молодёжного месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $11612 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Расход пульпы в контрольной флотации - $21384 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 7 минут

Ответ: основная флотация: 12 камер ФПМ 6.3; контрольная флотация: 12 камер ФПМ 6.3

Задача 3.9 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Олимпийского месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $11312 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 9 минут

Расход пульпы в перечистке - $1636 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 7 минут

Ответ: основная флотация: 14 камер ФПМ 6.3; перечистка: 4 камеры ФМ 3.2

Задача 3.10 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Зырянского месторождения

Расход пульпы в контрольной флотации - $17000 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Расход пульпы во второй перечистке - $781 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: контрольная флотация: 8 камер ФПМ 12.5; вторая перечистка: 4 камеры ФМ 1.2

Задача 3.11 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Норильской фабрики

Расход пульпы в основной флотации - $16544 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Расход пульпы в 3-й перечистке - $473 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 12.5 ; 3-я перечистка: 6 камер ФМ 1.4

Задача 3.12 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Калангуйской фабрики

Расход пульпы в контрольной флотации - $19192 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 7 минут

Расход пульпы в 4-ой перечистке - $393 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: контрольная флотация: 8 камер ФПМ 12.5; 4-я перечистка: 4 камеры ФМ 1.2

Задача 3.13 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Джекказганской фабрики

Расход пульпы в основной флотации - $20700 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 7 минут

Расход пульпы в первой перечистке - $2400 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 12.5; первая перечистка: 4 камеры ФМ 1.2

Задача 3.14 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Кличкинской фабрики

Расход пульпы в контрольной флотации - $17080 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 7 минут

Расход пульпы во 2-ой перечистке - $754 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Ответ: контрольная флотация: 6 камер ФПМ 12.5; 2-я перечистка: 4 камеры ФМ 1.2

Задача 3.15 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Ярославской фабрики

Расход пульпы во 2-ой контрольной флотации - $21300 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Расход пульпы в 3-ей перечистке - $1186 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: 2-я контрольная флотация: 8 камер ФПМ 12.5; 3-я перечистка: 8 камер ФМ 1.2

Задача 3.16 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Сибайской фабрики

Расход пульпы в основной флотации - $22340 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Расход пульпы в перечистке - $9554 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 12.5; перечистка: 12 камер ФМ 6.3

Задача 3.17 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Балхашской фабрики

Расход пульпы во 2-ой основной флотации - $18840 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Расход пульпы во 2-ой перечистке - $3583 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: 2-я основная флотация: 6 камер ФПМ 12.5; 2-я перечистка: 4 камеры ФМ 6.3

Задача 3.18 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Новоширокинской обогатительной фабрики

Расход пульпы в контрольной флотации - $18320 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 12 минут

Расход пульпы в 3-ей перечистке - 2355 м³/сут

Время флотации - 8 минут

Ответ: контрольная флотация: 14 камер ФПМ 12.5; 3-я перечистка: 4 камеры ФМ 6.3

Задача 3.19 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Кличкинской фабрики

Расход пульпы во 2-ой контрольной флотации - 15670 м³/сут

Время флотации - 10 минут

Расход пульпы в 4-ой перечистке - 2620 м³/сут

Время флотации - 6 минут

Ответ: 2-я контрольная флотация: 10 камер ФПМ 12.5; 4-я перечистка: 4 камеры ФМ 6.3

Задача 3.20 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Зыряновской фабрики

Расход пульпы в 3-ей контрольной флотации - 2807 м³/сут

Время флотации - 10 минут

Расход пульпы в 5-ой перечистке - 3580 м³/сут

Время флотации - 6 минут

Ответ: 3-я контрольная флотация: 8 камер ФПМ 3.2; 5-я перечистка: 4 камеры ФМ 6.3

Задача 3.21 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды на Забайкальской фабрики

Расход пульпы в основной флотации - 2820 м³/сут

Время флотации - 10 минут

Расход пульпы в перечистке - 1445 м³/сут

Время флотации - 6 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 3.2; перечистка: 4 камеры ФМ 3.2

Задача 3.22 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Кличкинской фабрики

Расход пульпы во 2-ой основной флотации - $14800 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 20 минут

Расход пульпы в перечистке - $1250 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 10 минут

Ответ: 2-ая основная флотация: 18 камер ФПМ 12.5; перечистка: 4 камеры ФМ 3.2

Задача 3.23 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды фабрики Эрдэнэт

Расход пульпы в контрольной флотации - $14880 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 18 минут

Расход пульпы в первой перечистке - $968 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 10 минут

Ответ: контрольная флотация: 16 камер ФПМ 12.5; 1-я перечистка: 4 камеры ФМ 3.2

Задача 3.24 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Джекказганской фабрики

Расход пульпы в 1-й контрольной флотации - $1268 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 15 минут

Расход пульпы во 2-ой перечистке - $437 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 10 минут

Ответ: 1-я контрольная флотация: 10 камер ФПМ 12.5; 2-ая перечистка: 4 камеры ФМ 1.2

Задача 3.25 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Шерловогорской ОФ

Расход пульпы во 2-ой контрольной флотации - $1412 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 15 минут

Расход пульпы в 3-ей перечистке - $276 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Ответ: 2-я контрольная флотация: 10 камер ФПМ 6.3; 3-я перечистка: 6 камер ФМ 0.4

Задача 3.26 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Солонеченской фабрики

Расход пульпы в 3-ей контрольной флотации - $1059 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 15 минут

Расход пульпы в 4-ой перечистке - $73 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Ответ: 3-я контрольная флотация: 8 камер ФПМ 6.3; 4-я перечистка: 4 камеры ФМ 0.2

Задача 3.27 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Бугдаинской фабрики

Расход пульпы в основной флотации - $1205 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 15 минут

Расход пульпы в перечистке - $60 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 9 минут

Ответ: основная флотация: 8 камер ФПМ 6.3; перечистка: 4 камеры ФМ 0.2

Задача 3.28 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Забайкальского ГОКа

Расход пульпы в контрольной флотации - $726 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 16 минут

Расход пульпы в 1-й перечистке - $17,5 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Ответ: контрольная флотация: 6 камер ФПМ 6.3; 1-я перечистка: 2 камеры ФМ 0.2

Задача 3.29 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Волдинского месторождения

Расход пульпы в основной флотации - $12468 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 8 минут

Расход пульпы во 2-ой перемешке - $878 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Ответ: основная флотация: 12 камер ФПМ 6.3; 2-ая перемешка: 4 камеры ФМ 1.2

Задача 3.30 Выбрать и рассчитать флотационные машины для обогащения руды Сарылахской фабрики

Расход пульпы в коллективной флотации - $15952 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 6 минут

Расход пульпы в цикле селекции - $288 \text{ м}^3/\text{сут}$

Время флотации - 5 минут

Ответ: коллективная флотация: 6 камер ФПМ 12.5; цикл селекции: 4 камеры ФМ 0,4

Рекомендуемый библиографический список

1. Глембоцкий В.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: Учебник для ВУЗов / В.А. Глембоцкий, В.И. Классен. М.: Недра, 1981. 304с.
2. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: Т.4. учебник для ВУЗов / А.А. Абрамов. М.: МГГУ, 2008. 707с.
3. Хан Г.А. Флотационные реагенты и их применение [Текст] / Г.А. Хан, Л.И. Габриелова, Н.С. Власова. М.: Недра, 1986. 272с.
4. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик [Текст]: Учебник для ВУЗов / К. А. Разумов, В. А. Перов. М.: Недра, 1982. 518с.
5. Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость [Текст] / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин. М.: Недра, 1974. 494с.

6. Брагина В.И. Технология обогащения и переработки горно-химического сырья [Текст]: учебное пособие / В.И. Брагина. Красноярск: ИПК СФУ, 2009. 204с.
7. Брагина В.И. Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В.И. Брагина. Красноярск: ИПК СФУ, 2009. 228с.
8. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд .Основные процессы [Текст]: ч. 1 / Гл. ред. О.С. Богданов. М.: Недра, 1983. 384с.
9. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд .Обогатительные фабрики [Текст]: ч. 3 / Гл. ред. О.С. Богданов. М.: Недра, 1984. 358с.
10. Тихонов О.Н. Справочник по проектированию обогатительных фабрик [Текст]: книга 1 / О.Н. Тихонов, В.В. Рыбаков, В.Ф. Баранов. М.: Недра, 1988. 375с.
11. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Обогатительные процессы и аппараты [Текст]: Т. 1. Учебник для ВУЗов / А.А. Абрамов. М.: МГГУ, 2001. 470с.
12. Фатьянов А.В. Проектирование обогатительных фабрик [Текст]: учебное пособие / А.В. Фатьянов. Чита: ЧитГТУ, 2003. 300с.
13. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Технология обогащения полезных ископаемых [Текст]: Т. 2. Учебник для ВУЗов / А.А. Абрамов, М.: МГГУ, 2004. 510с.
14. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]: учебное пособие / А.А. Абрамов. М.: МГТУ, 2005. 510с.

15. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]:книга1. Т. 3.Учебное пособие для ВУЗов / А.А. Абрамов, М.: МГГУ, 2005. 575с.

16. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]:книга2. Т. 3.Учебное пособие для ВУЗов / А.А. Абрамов, М.: МГГУ, 2005. 471с.

Практическое занятие №4

4.1. Теоретическое введение

Технологические показатели обогащения

Расчёт схем обогащения полезных ископаемых

Расчёты схем любых процессов обогащения осуществляются по единой методике.

При расчёте количественных схем обогащения определяют для всех продуктов схемы численные значения основных технологических показателей: Q , γ , β , ε . Расчёты рекомендуется проводить сначала в относительных показателях γ , β , ε , а затем вычислить абсолютные показатели по формулам

$$Q_n = Q_1 \gamma_n; P_n = P_1 \varepsilon_n.$$

Исходные показатели по содержанию ценных компонентов в исходном питании и всех продуктах обогащения устанавливаются на основании результатов научно-исследовательских работ по обогатимости данного вида сырья или практики работы обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичные руды. Для действующих предприятий исходные показатели для расчёта схем принимаются по результатам опробования.

Рассчитываемые показатели определяются из баланса металлов по схеме в целом, по каждому циклу или отдельной операции.

После расчёта общего баланса металлов рассчитываются отдельные циклы. В циклах расчет ведется по главному для рассчитываемого цикла компоненту, т.е., например, в цикле свинцовой флотации – по свинцу, цикле цинковой флотации – по цинку и т.д.

При расчёте схемы обогащения с предварительной коллективной флотацией сначала рассчитывается схема коллективной флотации, а затем – схема селективной флотации коллективного концентрата.

Расчёты схем проводятся двумя способами.

1. По методике К. А. Разумова. Последовательность действий в этом случае определяется следующим образом.

Вводятся обозначения в формулах расчёта: N – число исходных показателей для расчёта схемы; N_n – число исходных показателей, относящихся к продуктам операций разделения; N_ϵ , N_β , N_γ – число показателей соответственно по извлечению, содержанию и выходу, относящихся к продуктам разделения; a_p – число операций разделения; p_p – число продуктов разделения; c – число расчётных компонентов (включая твердую фазу); e – число определяемых элементов, по которым рассчитывается схема (металлов, неметаллов, золы и т.д.).

Порядок расчёта:

- по формуле $N = C(1 + p_p - a_p) - 1$ определяется необходимое и достаточное количество исходных показателей для расчёта схемы (включая и показатель α , относящийся к исходной руде);

- по формуле $N_n = C(p_p - a_p)$ определяется число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки;

- по формуле $N_{\text{извл. max}} = p_p - a_p$ определяется максимальное число показателей извлечения, которое может быть принято для расчёта схемы;

- по формуле $N_n = N_\gamma + N_\beta + N_\epsilon$ определяется число исходных показателей содержания, принимая при этом, что $N_\gamma = 0$ и $N_\epsilon = N_{\text{извл. max}}$;

- по данным отчетов о НИР, практики работы фабрик, перерабатывающих аналогичные руды, или по результатам опробования технологической схемы принимают численные значения для конечных продуктов обогащения и для всех операций;

- определяют извлечения для продуктов всех операций;

- по формуле $\gamma_n = \alpha \varepsilon_n / \beta_n$ определяют выходы продуктов.

2. Метод расчёта технологических схем на основании составления баланса металлов.

Расчёт схем рекомендуется начинать с составления и решения общего технологического баланса металлов.

Рассмотрим два случая:

а) при обогащении Q тонн руды получают два продукта: γ_k тонн концентрата и γ_{xb} тонн хвостов.

Пусть: α - содержание металла в руде, %; β - содержание металла в концентрате, %; θ - содержание металла в хвостах, %. Тогда:

$$\begin{cases} Q = \gamma_k + \gamma_{xb}; \\ Q\alpha = \gamma_k\beta + \gamma_{xb}\theta. \end{cases}$$

Так как Q, α , β и θ обычно известны, то, решая уравнение относительно γ_k , получим:

$$\gamma_k = \frac{Q(\alpha - \theta)}{\beta - \theta}$$

Если γ_k выразить в процентах, то $Q = 100\%$ и

$$\gamma_k = \frac{100(\alpha - \theta)}{\beta - \theta}$$

$$\gamma_{xb} = 100 - \gamma_k$$

Извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha} = \frac{100(\alpha - \theta)\beta}{(\beta - \theta)\alpha}$$

б) при обогащении получают три продукта: два концентрата и хвосты.

Пусть: γ'_k - выход первого концентрата, %;

γ''_k - выход второго концентрата, %;

γ_{xb} - выход хвостов, %;

α_1 - содержание первого металла в руде, %;

α_2 - содержание второго металла в руде, %;

β'_1 и β'_2 - содержание первого и второго металлов в первом концентрате, %;

β''_1 и β''_2 - содержание первого и второго металлов во втором концентрате, %;

θ_1 и θ_2 - содержание первого и второго металлов в хвостах, %.

Тогда:

$$\begin{cases} 100 = \gamma'_k + \gamma''_k + \gamma_{xb} \\ 100\alpha_1 = \gamma'_k\beta'_1 + \gamma''_k\beta''_1 + \gamma_{xb}\theta_1 \\ 100\alpha_2 = \gamma'_k\beta'_2 + \gamma''_k\beta''_2 + \gamma_{xb}\theta_2 \end{cases}$$

Решая уравнения при известных $\alpha_1, \alpha_2, \beta_1^1, \beta_1'', \beta_2', \beta_2'', \theta_1$ и θ_2 относительно γ'_k и γ''_k получим

$$\gamma'_k = \frac{100[(\alpha_1 - \theta_1)(\beta_2'' - \theta_2) - (\alpha_2 - \theta_2)(\beta_1'' - \theta_1)]}{(\beta_1' - \theta_1)(\beta_2'' - \theta_2) - (\beta_2' - \theta_2)(\beta_1'' - \theta_1)};$$

$$\gamma''_k = \frac{100[(\alpha_2 - \theta_2)(\beta_1' - \theta_1) - (\alpha_1 - \theta_1)(\beta_2' - \theta_2)]}{(\beta_2'' - \theta_2)(\beta_1' - \theta_1) - (\beta_1'' - \theta_1)(\beta_2' - \theta_2)}.$$

Если ε_1' - извлечение одного металла в первый концентрат, а ε_2'' - извлечение другого металла во второй концентрат, то:

$$\varepsilon_1' = \frac{\gamma'_k \beta_1'}{\alpha_1};$$

$$\varepsilon_2'' = \frac{\gamma_k'' \beta_2''}{\alpha_2}.$$

Рассчитав показатели, проверяем баланс выходов, металлов, извлечения по уравнениям:

$$100 = \gamma_k' + \gamma_k'' + \gamma_{\text{хв}}$$

$$100 \alpha_1 = \gamma_k' \beta_1' + \gamma_k'' \beta_1'' + \gamma_{\text{хв}} \theta_1$$

$$100 \alpha_2 = \gamma_k' \beta_2' + \gamma_k'' \beta_2'' + \gamma_{\text{хв}} \theta_2$$

$$100 = \varepsilon_1' + \varepsilon_1'' + \varepsilon_{1 \text{ хв}};$$

$$100 = \varepsilon_2' + \varepsilon_2'' + \varepsilon_{2 \text{ хв}}.$$

Результаты расчётов сводятся в табл. 4.1.

После решения основного технологического баланса металлов приступают к решению частного баланса по всем отдельным технологическим операциям. Расчёт ведется по схеме снизу вверх и начинается с операции, в которой есть один из конечных продуктов обогащения. Для удобства расчётов все продукты нумеруются.

Таблица 4.1

Форма записи расчётов основного баланса металла качественно-количественной схемы для монометальной руды (пример)

Номера продуктов	Наименование продукта	Выход γ , %	Производитель- ность, Q, т/с	Содержание металла β , %	Извлечение металла ε , %
1	Исходная руда				
23	Концентрат				
16	Хвосты				
	Итого:				
	и т.д.				

По каждой операции составляются два уравнения: выходов и баланса металлов, на основе решения которых определяют выхода продуктов обогащения и извлечение в них ценных компонентов. Расчеты аналогичны предыдущим.

Основные формулы для самостоятельного решения задач представлены в таблице 4.2

Таблица 4.2.

Основные формулы для решения задач

Определяемый показатель	Формула	Номер формулы
Выход продукта обогащения, %	$\gamma_k = (Q_1 / Q_2) \cdot 100$	(1)
	$\gamma_k = 100 \cdot (\alpha - \theta) / (\beta - \theta)$	(2)
	$\gamma_{xb} = 100 \cdot (\alpha - \theta) / (\theta - \beta)$	(3)
	$\gamma_k + \gamma_{xb} = 100$	(4)
Извлечение компонента в какой-либо продукт, %	$\varepsilon = \gamma \cdot \beta / \alpha$	(5)
	$\varepsilon_k + \varepsilon_{xb} = 100$	(6)
Сводный баланс	$\gamma_k \cdot \beta_k + \gamma_{xb} \cdot \theta = 100 \cdot \alpha$	(7)
Степень сокращения R	$R = 100 / \gamma$	(8)
Степень обогащения (концентрации) K	$K = \beta / \alpha$	(9)
Массовая доля сухой беззольной массы в абсолютно сухом продукте M, % (А-зольность)	$M = 100 - A^d$	(10)
Масса полученного продукта Q _{1,т}	$Q_1 = Q \cdot \alpha \cdot \varepsilon / \beta \cdot 100$	(11)

Результаты расчётов частного баланса металлов сводят в таблицу. Форма записи показана в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Форма записи расчетов частного баланса металлов качественно-количественной схемы для руды, содержащей два ценных компонента

№ операции и продуктов	Наименование операций и продуктов обогащения	Выход γ , %	Производительность, т/с	Содержание, β , θ %		Извлечение, ε %	
				первого металла	второго металла	первого металла	первого металла
1	2	3	4	5	6	7	8
I	Основная флотация						
1	Поступает:						
5	Слив классификатора						
10	Хвосты 1перечистки						
	Концентрат контрольной флотации						
	Итого:						
2	Выходит:						
3	Концентрат основной флотации						
	Хвосты основной флотации						
	Итого:						
	и т.д.						

Примечание:

Q_1, Q – соответственно масса полученного продукта и исходного питания, т;

β, α – массовая доля (содержание) компонента соответственно в продукте и в исходном питании, %

Пример 1

Определить выход медного концентрата, содержащего 20 % меди при измельчении ее в концентрат 92% и рассчитать потери меди в хвостах, если фабрика перерабатывает медную руду с содержанием в ней меди 1 %.

Решение.

Из формулы (5) найдем выход медного концентрата:

$$\gamma = \varepsilon \cdot \alpha / \beta = 92 \cdot 1 / 20 = 4,6\%.$$

Найдем потерн меди в хвостах из формулы (7), но сначала найдем все неизвестные величины:

$$\text{по (4)} \gamma_{\text{XB}} = 100 - \gamma_{\text{K}} = 100 - 4.6 = 95,4\%$$

$$\text{по (6)} \varepsilon_{\text{XB}} = 100 - \varepsilon_{\text{K}} = 100 - 92 = 8\%.$$

Отсюда по (7) $4,6 \cdot 20 + 95,4 \cdot \theta = 100 \cdot 1$. Решаем простое линейное уравнение:

$$92 + 95,4 \cdot \theta = 100$$

$$95,4 \cdot \theta = 8$$

$$\theta = 0,08 \%$$

$$\text{Ответ: } \gamma_{\text{K}} = 4,6 \%$$

$$\theta = 0,08 \%$$

Пример 2

Определить количество свинца (в тоннах), теряемого в хвостах при флотации 600 т свинцовой руды с содержанием свинца 4 %, если извлечение его в концентрат 85 %, а содержание в концентрате 45 %.

Решение.

Вариант 1

Найдем количество хвостов из (11)

$$Q_{\text{XB}} = Q \cdot \alpha \cdot \varepsilon / \theta \cdot 100, \text{ т.к. } \gamma_{\text{XB}} = \alpha \cdot \varepsilon / \theta, \text{ то}$$

$$Q_{\text{XB}} = Q \cdot \gamma_{\text{XB}} / 100 \text{ (12)}$$

$$\text{Из (5) } \gamma = \varepsilon \cdot \alpha / \beta = 4 \cdot 85 / 45 = 7,5 \%$$

$$\text{Из (4) } \gamma_{\text{XB}} = 100 - 7,5 = 92,5\%$$

$$\text{Отсюда } Q_{\text{XB}} = 600 \cdot 92,5 / 100 = 555 \text{ т.}$$

Вариант 2

Найдем количество хвостов из (1):

$$Q_{\text{XB}} = \gamma_{\text{XB}} \cdot \theta / 100 = 92,5 \cdot 600 / 100 = 555 \text{ т.}$$

Найдем содержание свинца в хвостах из (7):

$$7,5 \cdot 45 + 92,5 \cdot \theta = 100 \cdot 4$$

$$337,5 + 92,5 \cdot \theta = 400$$

$$92,5 \cdot \theta = 62,5$$

$$\theta = 0,67 \%$$

Чтобы найти количество свинца в хвостах составим пропорцию.
Пусть все количество хвостов $Q_{\text{хв}}$ - 100 %, тогда X т содержит 0,67 % свинца. Следовательно,

$$\begin{cases} 555 \text{ т} - 100 \% \\ X \text{ т} - 0,67 \%, \end{cases}$$

$$X = 555 \cdot 0,67 / 100 = 3,7 \text{ т.}$$

Ответ: $X = 3,7 \text{ т.}$

Пример 3

Выход концентрата $\gamma_k = 82 \%$ и его зольность $A_k^d = 8 \%$.
Определить извлечение сухой беззольной массы в концентрат, если зольность исходного питания $A_{\text{исх}}^d = 19 \%$.

Решение.

По формуле (10) найдем содержание сухой беззольной массы в исходном питании и в концентрате:

$$M_{\text{исх}} = 100 - 19 = 81 \%$$

$$M_k = 100 - 8 = 92\%$$

Отсюда по (5) найдем:

$$\varepsilon = 82 \cdot 92 / 81 = 93,1 \%$$

Ответ: $\varepsilon = 93,1 \%$

Пример 4

Сделать технологический расчет флотационного отделения ОФ.
Исходные данные:

- а) руда сплошная колчеданная с содержанием меди 2 %;
- б) производительность - 1,5 млн т/год руды.

Схемой обогащения предусмотреть получение кондиционного концентрата, $\beta_k = 22 \%$.

Решение,

Найдем все технологические показатели. Выход концентрата определим по следующей формуле:

$$\gamma_k = \alpha \cdot \beta_k \quad (13),$$

$$\gamma_k = 0,02 \cdot 0,22 = 0,44 \, \%.$$

$$\text{По (5)} \quad \varepsilon_k = 0,44 \cdot 22 / 2 = 4,84 \, \%.$$

По (12) найдем количество концентрата

$$Q_k = 1500000 \cdot 0,44 / 100 = 6600 \text{ т/год}.$$

Ответ: $\gamma_k = 0,44 \, \%$, $\varepsilon_k = 4,84 \, \%$, $Q_k = 6600 \text{ т/год}$.

4.3. Задачи для самостоятельного решения

Задача 4.1

1. Рассчитать выход никелевого концентрата, содержащего 15 % никеля. На ОФ поступают руды с содержанием никеля 2,2 %. Извлечение никеля в концентрат 85 %.

2. Сделать технологический расчет флотационного отделения ОФ.

Исходные данные:

а) руда сплошная колчеданная с содержанием меди 2,5 %;

б) производительность - 2 млн т/год руды.

Схемой обогащения предусмотреть получение кондиционного концентрата, $\beta_k = 42\%$.

2. Определить сколько тонн концентрата в сутки выдает фабрика, если выход концентрата 7 %, а производительность фабрики 3500 т/сут.

Задача 4.2

1. Определить сколько тонн железного концентрата в сутки выдает ОФ, если ее суточная производительность по руде 14000 т, содержание железа в руде 24 %, в концентрате 69 %. Извлечение железа в концентрат 92 %.

2. Рассчитать извлечение полезного компонента в концентрат, если фабрика перерабатывает руду с содержанием 14 %, а получает концентрат с содержанием 87 % и хвосты с содержанием 2%, выход хвостов 85 %.

3. Определить содержание в хвостах при обогащении- руды с содержанием металла 2,4 %, если извлечение его в концентрат 87 %, а выход концентрата 6 %.

Задача 4.3

1. Рассчитать сколько нужно переработать руды с содержанием меди 1,3 % для получения 150 т концентрата, содержащего 25 % меди. Содержание меди в хвостах 0,1 %.

2. Определить сколько нужно переработать руды для получения 1 т концентрата, если выход его составляет 7 %. Рассчитать выход хвостов.

3. Определить извлечение металла в концентрат, если ОФ после обогащения 8000 т руды с содержанием металла 0,3 % получила 12 т концентрата с содержанием металла 45 %.

Задача 4.4

1. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него марганца, если фабрика обогащает марганцевую руду с содержанием марганца 12 %. Производительность фабрики по руде 1200 т/ч, из данной руды получают 65 т/ч концентрата с содержанием марганца 55 %.

2. Определить количество свинца (в тоннах), теряемого в хвостах при флотации 700 т свинцовой руды с содержанием свинца 2,4 %, если извлечение его в концентрат 87 %, а содержание в концентрате 55 %.

3. Рассчитать сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика, если выход концентрата 8 %, а производительность по руде 5500 т/сут

Задача 4.5

1. Определить выход медного концентрата, содержащего 32 % меди при извлечении ее в концентрат 93 % и рассчитать потери меди в хвостах, если фабрика перерабатывает медную руду с содержанием в ней меди 1,3 %.

2. Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с содержанием меди 1,4 %, а после обогащения получают два продукта: концентрат с содержанием меди 0,1 %.

3. Определить суточную производительность фабрики по руде, если фабрика выдает 2000 т/сут концентрата при выходе 4,5 %.

Задача 4.6

1. Определить выход концентрата и количество меди, которое можно выплавить из него на металлургическом заводе (потери меди при плавке считать равными нулю), если на фабрике переработано 1000 т руды с содержанием меди 1,3 %. В концентрате содержание меди 26,5 %, в хвостах - 0,3 %

2. Рассчитать потери (извлечение) меди в цинковом концентрате, подученном при обогащении медно-цинковой руды поступающей на фабрику с двух рудников с содержанием, соответственно, меди 2,5 % (60 % от общего количества руды) и 2 % (40 % от общего количества руды), выход цинкового концентрата 12 %, содержание меди в нем 4 %.

3. Определить сколько тонн свинцового концентрата отгружает ОФ. если ее суточная производительность по руде 2500 т. Содержание свинца в исходной руде 2,2 %, в концентрате 65 %, а извлечение свинца в концентрат 94 %.

Задача 4.7

1. Рассчитать сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика, если выход концентрата 8 %, а производительность по руде 5500 т/сут.

2. Определить содержание полезного компонента в хвостах и количество металла в хвостах, если из 1500 т руды с содержанием полезного компонента 1,8 % в процессе обогащения получено 15 т концентрата при извлечении 93 %.

3. Определить выход и массу концентрата и хвостов, извлечение олова в концентрат и хвосты, степень концентрации и степень сокращения. Исходные данные:

- а) производительность фабрики, т/ч - 350;
- б) содержание олова в руде, % - 0,4;
- в) содержание олова в концентрате, % - 59,5;
- г) содержание в хвостах, % - 0,06.

Задача 4.8

1. Определить извлечение меди в концентрат, если при суточной производительности ОФ по руде 2000 т получают 80 т концентрата, содержащего 18 % меди. Руда поступает на фабрику с двух рудников в равном количестве с содержанием меди соответственно 1,2 % и 0,7 %.

2. Рассчитать выход и извлечение свинца в концентрат, если фабрика перерабатывает в сутки 11000 т руды с содержанием свинца 2,3 % и получает 400 т концентрата с содержанием свинца 40 %.

3. Определить выход концентрата, если на ОФ поступает оловянная руда с двух рудников в равном количестве с содержанием олова, соответственно, 0,2 % и 0,4 % и после обогащения этой смеси руды фабрика получает концентрат с содержанием олова 38 % и хвосты с содержанием олова 0,2 %.

Задача 4.9

1. Определить выход концентрата и количество меди, которое можно выплавить из него на металлургическом заводе (потери меди при плавке считать равными нулю), если на фабрике переработано 2000 т руды с содержанием меди 1,5 %. В концентрате содержание меди 20,5 %, в хвостах 0,5 %.

2. Определить суточную производительность фабрики по руде, если фабрика выдает 1000 т/сут концентрата при выходе 2,5 %.

3. Рассчитать потери (извлечение) меди в цинковом концентрате, полученном при обогащении медно-цинковой руды, поступающей на фабрику с двух рудников содержанием, соответственно, меди 1,5 % и 2 %, выход цинкового концентрат 10 % содержание меди в нем 4 %.

Задача 4.10

1. Определить содержание полезного компонента в хвостах, если из 1000 г руды с содержанием полезного компонента 0,8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата при извлечении 90 %.

2. Рассчитать извлечение полезного, компонента в концентрат, если фабрика перерабатывает руду с содержанием 50 % и хвосты с содержанием 2%, $Q_{\text{хв}}=5$ т/с.

3. Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с содержанием меди 1,5 %, а после обогащения получают два продукта: концентрат с содержанием меди 20 % и хвосты с содержанием меди 0,1 %.

Задача 4.11

1. Рассчитать выход никелевого концентрата, содержащего 10 % никеля. На ОФ поступают руды с содержанием никеля 3,2 %. Извлечение никеля в концентрат 82 %.

2. Сделать расчет технико-экономических показателей

молибденового цикла. Исходные данные: содержание молибденита в продуктах обогащения, %: в исходном - 0,05; в концентрате - 54; в хвостах 0,009.

3. Определить сколько тонн концентрата в сутки выдает фабрика, если выход концентрата 3 %, а производительность фабрики 1500 т/сут.

Задача 4.12

1. Рассчитать технологические показатели переработки железной руды по схемам магнитного и флотационного обогащения: выход концентратов, степень концентрации и эффективность обогащения.

Исходные данные:

- а) производительность по руде - 4 млн т/год;
- б) массовая доля (содержание) железа в руде, %: магнетитового - 20; гематитового - 8;
- в) массовая доля (содержание) железа в концентратах, %: магнетитовом - 65; гематитовом - 50.

Извлечение железа в концентрат; магнетитовый - 60 %, гематитовый - 55 %.

2. Определить сколько тонн свинцового концентрата отгружает ОФ, если ее суточная производительность по руде 5000 т. Содержание свинца в исходной руде 2 %, в концентрате 60 %, а извлечение свинца в концентрат 90 %.

3. Определить содержание в хвостах при обогащении руд с содержанием металла 2 %, если извлечение его в концентрат 88 %, а выход концентрата 4 %.

Задача 4.13

1. Определить выход и массу концентрата и хвостов, извлечение олова в концентрат и хвосты, степень концентрации и степень сокращения. Исходные данные.

- а) производительность фабрики, т/ч - 250;

- б) содержание олова в руде, % - 0,49;
- в) содержание олова в концентрате, % - 59;
- г) содержание в хвостах, % - 0,04.

2. Определить извлечение меди в концентрат, если при суточной производительности ОФ по руде 1000 т получают 90 т концентрата, содержащего 20 % меди. Руда поступает на фабрику с двух рудников в равном количестве с содержанием меди, соответственно, 1 % и 0,6 %.

3. Определить сколько тонн железного концентрата в сутки выдаст ОФ, если ее суточная производительность по руде 15000 т, содержание железа в руде 28 %, в концентрате 63 %. Извлечение железа в концентрат 90 %.

Задача 4.14

1. Рассчитать выход и извлечение свинца в концентрат, если ОФ перерабатывает в сутки 20000 т руды с содержанием свинца 2,5 % и получает 900 т концентрата с содержанием свинца 50 %.

2. Рассчитать сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика, если выход концентрата 5 %, а производительность по руде 5000 т/сут.

3. Определить, сколько нужно переработать руды для получения 1т концентрата, если выход его составляет 4 %. Рассчитать выход хвостов.

Задача 4.15

1. Определить выход концентрата, если на ОФ поступает оловянная руда с двух рудников в равном количестве с содержанием олова, соответственно, 0,3 % и 0,5 % и после обогащения этой смеси руды фабрика получает концентрат содержанием олова 28 % и хвосты с содержанием олова 0,2 %.

2. Рассчитать сколько нужно переработать руды с содержанием

меди 1 % для получения 100 т концентрата, содержащего 20 % меди. Содержание меди в хвостах 0,1 %.

3. Определить извлечение металла и концентрат, если фабрика после обогащения 1000 т руды с содержанием металла 0,5 % получила 10 т концентрата с содержанием металла 45 %.

Задача 4.16

1. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него марганца, если фабрика обогащает марганцевую руду с содержанием марганца 18 %. Производительность фабрики по руде 300 т/ч, из данной руды получают 60 т/ч концентрата с содержанием марганца 45 %.

2. Сделать технологический расчет флотационного отделения ОФ. Исходные данные:

- а) руда сплошная колчеданная с содержанием меди 2,5 %;
- б) производительность - 2 млн т/год руды.

Схемой обогащения предусмотреть получение кондиционного концентрата, $\beta_k = 42 \%$, $\gamma_k = 3 \%$.

3. Определить сколько тонн концентрата в сутки выдает фабрика, если выход концентрата 7 %, а производительность 3500 т/сут.

Задача 4.17

1. Определить выход концентрата и количество меди, которое можно выплавить из него на металлургическом заводе (потери меди при плавке считать равными нулю), если на фабрике переработано 1000 т руды с содержанием меди - 1,3 %. В концентрате $\beta_k = 26,5 \%$, в хвостах содержание меди 0,3 %.

2. Определить сколько тонн свинцового концентрата отгружает ОФ, если ее суточная производительность по руде 2500 т. Содержание свинца в исходной руде 2,2 %, а извлечение свинца в концентрат 94 %.

3. Рассчитать выход никелевого концентрата, содержащего 15 % никеля. На фабрику поступают руды с содержанием никеля 2,2 %.

Извлечение никеля в концентрат 85 %.

Задача 4.18

1. Определить выход медного концентрата, содержащего 32 % меди при извлечении ее в концентрат 93 % и рассчитать потери меди в хвостах, если фабрика перерабатывает медную руду с содержанием в ней меди 1,3 %.

2. Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с содержанием меди 1,4 %, а после обогащения получается два продукта: концентрат с содержанием меди 46 % и хвосты с содержанием меди 0,1 %, извлечение - 93 %.

3. Определить суточную производительность фабрики по руде, если фабрика выдает 2000 т/сут концентрата при выходе 4,5 %.

Задача 4.19

1. Рассчитать сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика, если выход концентрата 8 %, а производительность по руде 5500 т/сут.

2. Определить содержание полезного компонента в хвостах, если из 1500 т руды с содержанием полезного компонента 1,8 % в процессе обогащения получено 15 т концентрата при извлечении 93 %.

3. Определить выход, массу концентрата и хвостов, извлечение олова в концентрат и хвосты, степень концентрации и степень сокращения. Исходные данные:

- а) производительность фабрики, т/ч - 350;
- б) содержание олова в руде, % - 0,4
- в) содержание олова в концентрате, % 5,95
- г) содержание в хвостах, % - 0,06,

Задача 4.20

1. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него марганца, если фабрика обогащает марганцевую руду с содержанием марганца

12 %. производительность фабрики по руде 1200 т/ч, из **данной руды получают 65 т/ч концентрата с содержанием марганца 55 %.**

2. Определить количество свинца (в тоннах), теряемого в хвостах при флотации 700 т свинцовой руды с содержанием свинца 2,4 %, если извлечение его в концентрат 87 %, а содержание в концентрате — 55 %.

3. Рассчитать сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика, если выход концентрата 8 %, а производительность по руде 5500 т/сут.

Рекомендуемый библиографический список

1. Глембоцкий В.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: Учебник для ВУЗов / В.А. Глембоцкий, В.И. Классен. М.: Недра, 1981. 304с.

2. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: Т.4.учебник для ВУЗов / А.А.Абрамов. М.:МГГУ,2008.707с.

3. Хан Г.А. Флотационные реагенты и их применение [Текст] / Г.А. Хан, Л.И. Габриелова, Н.С. Власова. М.: Недра, 1986. 272с.

4. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик [Текст]: Учебник для ВУЗов / К. А. Разумов, В. А. Перов. М.: Недра, 1982. 518с.

5. Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость [Текст] / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин. М.: Недра, 1974. 494с.

6. Брагина В.И. Технология обогащения и переработки горно-химического сырья [Текст]: учебное пособие / В.И. Брагина. Красноярск: ИПК СФУ,2009.204с.

7. Брагина В.И. Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых [Текст]: учебное пособие / В.И. Брагина. Красноярск: ИПК СФУ,2009.228с.

8. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд .Основные процессы [Текст]: ч. 1 / Гл. ред. О.С. Богданов. М.: Недра, 1983. 384с.
9. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд .Обогатительные фабрики [Текст]: ч. 3 / Гл. ред. О.С. Богданов. М.: Недра, 1984. 358с.
10. Тихонов О.Н. Справочник по проектированию обогатительных фабрик [Текст]: книга 1 / О.Н. Тихонов, В.В. Рыбаков, В.Ф. Баранов. М.: Недра, 1988. 375с.
11. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Обогатительные процессы и аппараты [Текст]: Т. 1.Учебник для ВУЗов / А.А. Абрамов. М.: МГГУ, 2001. 470с.
12. Фатьянов А.В. Проектирование обогатительных фабрик [Текст]: учебное пособие / А.В. Фатьянов. Чита: ЧитГТУ, 2003. 300с.
13. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Технология обогащения полезных ископаемых [Текст]: Т. 2.Учебник для ВУЗов / А.А. Абрамов, М.: МГГУ, 2004. 510с.
14. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]: учебное пособие / А.А. Абрамов. М.: МГТУ, 2005. 510с.
15. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]:книга1. Т. 3.Учебное пособие для ВУЗов / А.А. Абрамов, М.: МГГУ, 2005. 575с.
16. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]:книга2. Т. 3.Учебное пособие для ВУЗов / А.А. Абрамов, М.: МГГУ, 2005. 471с.

Реагенты, применяемые при флотации минералов [4].

Минерал	Регулятор среды	Пенообразователь	Депрессор	Активатор	Собиратель	Вспомогательные реагенты и операции
1	2	3	4	5	6	7
Пирит FeS_2	H_2SO_4 , CaO, Na_2CO_3	Сосновое масло, ОПСБ, ОПСМ, аэрофросы, дауфрос 250 и др.	Na_2S , NaCN, CaO, $KMnO_4$, эфиры целлюлозы	Na_2S , Na_2CO_3 , H_2SO_4 , Na_2SiFe_6	Ксантогенаты, аэрофлоты, житные кислоты (в кислых средах)	$CuSO_4$
Галенит PbS	Na_2CO_3	ОПСБ и др.	Na_2S	Na_2S	Ксантогенаты, аэрофлоты	-
Сфалерит ZnS	Na_2CO_3 , H_2SO_4	Сосновое масло	CaO (pH>11,3) $KMnO_4$, O_2 , Na_2S (избыток),	$CuSO_4$, Na_2S	Ксантогенаты, аэрофлоты	-
Аргентит Ag_2S	Na_2CO_3 , H_2SO_4 NaOH	ОПСБ, крезол, сосновое масло, эфиры β -алкоксикротоновой кислоты	CaO , Na_2CO_3 , Na_2S , NaCN, Na_2SiO_3 (частично) H_2SO_4 (для пульпы плотностью более 20%)	Na_2SiF_6 , $Hg_2(NO_3)_2 \cdot 2H_2O$, $Hg(NO_3)_2 \cdot 2H_2O$	Ксантогенаты, аэрофлоты, дитиокарбаматы, каменноугольный крезол, дитиофосфаты и др.	Na_2SiO_3 , активированный уголь, нитрат ртути или свинца (способствуют флотации золота)

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7
Тетрадимид Bi_2Te_2S	Na_2CO_3			$NaHS$	Аполярные собиратели	
Хризоколл $CuSiO_3 \cdot nH_2O$	H_2SO_4 , Na_2CO_3	Сосновое масло, ОПСБ, торфяная смола, аэрофросы	OH^- , S^{2-} , O_2 , $CuSO_4$ (при pH 4-7,4), CN^- (при pH 3,5-7)	$CuSO_4$ (при pH>7,4), $Pb(NO_3)_2$, ацетат свинца	Пенообразователи и масла (в кислой среде), ксантогенаты, аэрофлоты, дитиофосфаты, тиокарбанилиды (с активаторами)	-
Каламин	Na_2CO_3	Нефтяные масла	Na_2S , избыток $NaOH$	-	Ксантогенаты, аэрофлоты, углеводородные масла. Сульфооксиды (при флотации Cu-Bi руд прод-ми сернокислой обработки нефти)	-
Магнетит Fe_3O_4	Na_2CO_3 , H_2SO_4	-	$Al(NO_3)_3$, $ZnSO_4$ соли Fe^{2+} и Fe^{3+} , CaO , крахмал	$Pb(NO_3)_2$	Карбоновые кислоты и их мыла (наиболее активны олеиновая и олеат натрия при pH=7), таловое масло, нефтяные сульфонаты, додециламин, ветлужское масло	-
Кварц SiO_2	CaO , Na_2SiO_3 $NaOH$, HF , H_2SO_4	Сосновое масло, спирты	Жидкое стекло, цианиды	Катионы щелочноземел ьных и тяжелых метал.	Жирные и нафтеновые кислоты и их мыла, амины	$Al^{3+}+Fe^{3+}$ депрессоры при флотации аминами

Окончание таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7
Барит $BaSO_4$	HF	-	Na_2S ; смесь Na_2S Na_2CO_3 и NaOH	Обработка HF; $Pb(NO_3)_2$ (при флот. олеиновой кислотой)	Амины (pH=2,1), олеиновая кислота (после активации)	Рекомендуется предварительно извлечь слюду
Слюда (мусковит) $KAl[Al_2Si_3O_{10}] \cdot (OH)_2$	H_2SO_4	-	Клей, крахмал, HF, Na_2SiO_3 , молочная и таниновая кислоты, R-610, R-615 и R-620 (содержат декстрин)	Соли свинца	Амины (pH 4—6), нефтяные масла, крезильовый аэрофлот, олеиновая кислота (при низкой концентрации и введении солей свинца), гексадецилсульфат (pH 4—6), Инданы и алкилинданы (дополн. собиратели при флотации с алифатическими аминами)	Сульфат алюминия (для депрессии прочих силикатов) фосфаты, обесшламливание
Флюорит CaF_2	Na_2CO_3	Na_2CO_3	$NaCl$, $CaCl_2$, $CuCl_2$, соли аммония, $BaCl_2 \cdot 2H_2O$ лимонная кислота	Соли трехвалентных металлов, NaF	Жирные кислоты и их мыла, алкилсульфаты, аэрозоль ОТ (диоктил-сульфосукцинат натрия), аэрозоль МА (дигексил-сульфосукцинат натрия), игепон Т-2-олеиламино-этан-1-сульфонат натрия, катионные реагенты Монононил- или динонилфосфорные кислоты или их соли, четвертичные аммониевые основания	Бихроматы, квебрахо, Na_2SiO_2 танин, NaF при флотации флюорита жирными кислотами (для подавления криолита при pH 5,8—6, HN_3)

Неионогенные собиратели

Реагент	Состав	Основная характеристика	Способ применения
Керосин	Фракция нефти, состоящая из смеси углеводородов различных классов	Применяют керосин тракторный, осветительный, пиронафт	Непосредственно или 1-10%-ая эмульсия в воде
Нефтяные масла: трансформаторное	Смесь углеводородов различных классов	Вязкость при 50 °С $9,6 \times 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$; t застывания 45 °С	Непосредственно или 1-10%-ная эмульсия в воде

Катионные собиратели

Амины	Состоят из алифатических аминов NH_2	Содержание первичных аминов не менее 76,5%; вторичных не более 15%; нитрилов не более 5%	0,5-5%-ый водный раствор хлоргидратов, полученных обработкой аминов соляной кислотой
-------	---	--	--

Анионные (оксигидрильные) собиратели

Олеиновая кислота	Смесь жирных кислот растительных масел и жиров	t застывания олеина марки А-10°, Б-16°, В-34°С. Содержание влаги-0,5%	Раствор в керосине или водный раствор натриев. Мыл, получаемый обработкой олеина содой или едким натром. Иногда эмульгируется в воде с применением стабилизирующих добавок- соды, едкого натра, жидкого стекла, алкилсульфатов и др.
Сульфонат (окисленный сульфонат)	Смесь натриевых солей алкилсульфокислот	Содержание углеводородов не более 3%	0,5-10%-ный водный раствор.

Анионные (сульфгидрильные) собиратели

Ксантогенаты	Калиевые или натриевые соли алкилксантогеновых кислот	Выпускаются: этиловый, изопропиловый и бутиловый ксантогенат калия.	2-10%-ный водный раствор
Спиртовые дитиофосфаты	Вторичные кислые эфиры алкилдитиофосфорных кислот	Выпускаются: изопропиловый, бутиловый.	5-10%-ные водные растворы

Неорганические модификаторы флотации

Реагент и состав	Основная характеристика	Способ применения
Сернистый натрий Na_2S	Выпускается двух сортов (содержание основного вещества 63-65%)	5-20%-ный водный раствор
Калий цианистый KCN	Выпускается двух сортов (содержание основного вещества 90-95%)	5-10%-ный водный раствор
Сульфит натрия Na_2SO_3	Выпускается в виде кристаллического и безводного сульфита натрия.	5-10%-ный водный раствор. Иногда применяется в сочетании с железным, медным купоросами, хромпиком, сернокислым алюминием. Вместо Na_2SO_3 может использоваться сернистая кислота или сернистый ангидрид.
Тринатрийфосфат технический Na_3PO_4	Содержание Na_3PO_4 в тех. Продукте 23,7%	10%-ный водный раствор
Гексаметафосфат $\text{Na}_6\text{P}_6\text{O}_{18}$	Содержание конденсированных фосфатов 90-95%	5-10%-ный водный раствор
Купорос железный FeSO_4	Содержание основного вещества 47-53%	10-15%-ный водный раствор
Сода Na_2CO_3	Содержание активного в-ва в техн. Соде 91-99%, в кристалл. 50%. В природной 72-92%.	5-10%-ный водный раствор
Натр едкий NaOH	Выпускается твердый (92-96%) и жидкаий (42-50%).	5-15%-ный водный раствор
Известь $\text{Ca}(\text{OH})_2$	Содержание CaO 60-85%.	Водный раствор
Кислота серная H_2SO_4	Выпускается: контактная, башенная и др. Содержание моногидрата 75-94%.	Непосредственно или водный раствор
Кислота соляная HCl	Содержание хлористого водорода в прдукте не менее 27,5%	Непосредственно или водный раствор
Кислота плавиковая HF	Содержание фтористого водорода 30-70%	5-10%-ный водный раствор
Высокомолекулярные		
Крахмал	Содержание амилозы 15-25%, амилопектина 75-85%	0,5-3%-ный водный раствор + NaOH, Na_2CO_3

Таблица 4

Классификация минералов по флотуемости.

Минерал	Формула	Группа	Чем флотируется	Примечание
Пирит	FeS_2	II	Сульфгидрильные собиратели	Сульфид
Пирротин (гексагон.)	Fe_{1-x}S	II	Сульфгидрильные собиратели	Сульфид
Арсенопирит	FeAsS	II	Сульфгидрильные собиратели	Сульфид
Золото самородное	Au	II	Сульфгидрильные собиратели	Самородный металл
Тетрадимид	$\text{Bi}_2\text{Te}_2\text{S}$	II	Сульфгидрильные собиратели	Сульфид
Антимонит	Sb_2S_3	II	Сульфгидрильные собиратели	Сульфид
Висмутин	Bi_2S_3	II	Сульфгидрильные собиратели	Сульфид
Магнетит	Fe_3O_4	V	Оксигидрильные собиратели	Оксид
Кварц	SiO_2	VI	Анионные оксигидрильные собиратели	Силикат
Ортоклаз	$\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_3]$	VI	Анионные оксигидрильные собиратели	Силикат
Мусковит	$\text{KAl}[\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{10}] \cdot (\text{OH})_2$	VI	Анионные оксигидрильные собиратели	Силикат
Флюорит	CaF_2	IV	Анионные оксигидрильные собиратели	Фторид