

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ**

**КЫРГЫЗСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ им. И.РАЗЗАКОВА**

**ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА И ГОРНЫХ  
ТЕХНОЛОГИЙ им. У.АСАНАЛИЕВА**

**Кафедра «Металлургия и металлургические процессы»**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ**

**Учебное пособие к выполнению лабораторных занятий**

**Бишкек – 2011**

*Рекомендовано к печати решением Ученого совета КГТУ им. И.Раззакова*

*Протокол № 10 от 29.06.2011 г.*

УДК 622.7(075)

**к.х.н. НОГАЕВА К.А., ОРОЗОВА Г.Т., САДЫРАЛИЕВА У.Ж.**

Технология обогащения полезных ископаемых: учебное пособие к выполнению лабораторных занятий / ИГДиГТ КГТУ им. И.Раззакова; К.А.Ногаева, Г.Т.Орозова, У.Ж.Садыралиева. – Б.: ИЦ «Текник», 2011. – 51 с.

Практикум содержит шесть лабораторных работ, посвященных процессам переработки руд цветных и других металлов (олова, меди, молибдена и т.д).

Практикум предназначен для студентов специальности 550601.03 «Обогащение полезных ископаемых», изучающих курс «Технология обогащения полезных ископаемых».

Табл.: 13, ил.: 9, прил.: 4.

Рецензент и.о.доц. Линиченко Т.В.

---

Тех. редактор *Субанбердиева Н.Е.*

Подписано к печати 31.10.2011 г. Формат бумаги 60x84<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага офс. Печать офс.

Объем 3,25 п.л. Тираж 50 экз. Заказ 361.

Бишкек, ул. Сухомлинова, 20. ИЦ «Текник» КГТУ им. И.Раззакова, т.: 54-29-43

e-mail: beknur@mail.ru

## СОДЕРЖАНИЕ

Лабораторная работа №1 Разделение смеси минералов на концентрационном столе.....	4
Лабораторная работа №2 Флотация сульфидных медных руд.....	9
Лабораторная работа №3 Обогащение медно-молибденовой руды с получением коллективного медно-молибденового концентрата и разделением его сернистым натрием.....	17
Лабораторная работа №4 Флотация апатито-лопаритовой руды.....	26
Лабораторная работа №5 Флотационное извлечение касситерита из шламов гравитационного обогащения.....	34
Лабораторная работа №6 Флотация флюоритовой руды.....	44
Приложения .....	49

## Лабораторная работа №1

### РАЗДЕЛЕНИЕ СМЕСИ МИНЕРАЛОВ НА КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ

#### Цель работы:

Разделение смеси минералов с получением богатого концентрата и расчет баланса металлов.

#### Теоретические сведения

Процесс обогащения на концентрационных столах основан на различии в плотности разделяемых минералов и способности их расслаиваться в тонком потоке воды, текущей по наклонной плоскости (деке). Концентрационные столы применяются для обогащения оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих руд, руд и россыпей редких металлов крупностью от 3-4 до 0,04мм. Рабочая поверхность концентрационного стола имеет трапецеидальную или ромбическую форму и называется декой. Дека может быть выполнена из дерева или алюминиевого сплава и покрыта резиной или линолеумом с целью уменьшения коэффициента трения. В последнее время применяют покрытия из стеклопластика или бутакрила. Угол наклона деки в поперечном направлении 12 град. Приводной механизм, расположенный у одной из сторон деки, сообщает ей асимметричное возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости: дека имеет минимальную скорость в начале хода и максимальную в его конце; при обратном движении дека имеет максимальную скорость в начале и минимальную в конце. На деку стола сверху подается смывная вода.

Смесь минералов (руда) в виде пульпы, содержащей около 30-35% твердого, с помощью питателя подается на деку и движется по ней в поперечном направлении. В то же время при возвратно-поступательном движении деки зернам сообщается продольное перемещение. При этом на частицу действуют: сила тяжести, сила гидродинамического давления потока воды и сила трения о деку: Асимметричность возвратно-поступательных движений деки (более быстрый ход деки назад) приводит к появлению значительных инерционных сил, превышающих силы трения зерен о поверхность деки и приводящих к движению их вдоль деки. Движение минеральных зерен разной плотности оказывается неодинаковым: зерна большей плотности (тяжелые минералы) при одинаковом размере будут продвигаться вперед быстрее, чем зерна меньшей плотности (легкие минералы). Смывная вода, наоборот будет действовать в большей степени на легкие зерна, чем на тяжелые, и быстрее перемещать их в поперечном направлении. На деке стола образуется веер продуктов разной плотности. Процесс разделения ускоряется и дополняется сегрегацией – естественным распре-

делением материала по плотности и крупности. Мелкие и тяжелые зерна занимают на деке стола нижний слой и в меньшей степени подвергаются действию смывной воды. Крупные и легкие зерна, наоборот, концентрируются в верхних слоях и больше подвержены действию потока воды. Этому способствуют и нарифления (рифли) – узкие рейки (деревянные или алюминиевые), которые крепятся вдоль деки стола. Высота нарифлений уменьшается в направлении к торцевой части деки, где разрушается тяжелая фракция. Благодаря нарифлениям на деке формируется два потока – верхний (ламинарный) и нижний (турбулентный). В верхних слоях восходящих потоков движутся легкие зерна, в нижних – тяжелые. Нарифления предохраняют осевшие между ними зерна от сноса с деки стола потоков воды.

### **Описание установки**

Разделение смеси минеральных зерен проводится на концентрационном столе марки СКО-05, основные характеристики которого следующие:

- Длина деки концентрационного стола
- Ширина деки со стороны загрузки
- Ширина деки в разгрузочной части
- Предельный ход деки
- Число ходов
- Поперечный угол наклона
- Установочная мощность
- Производительность

### **Выполнение работы**

Отобрать среднюю пробу от смеси двух (легкого и тяжелого) методом квартования и определить плотность исходной смеси. Метод перемешивания перекачиванием применяют для проб массой не более 20-25 кг, крупностью 25мм. Этот метод состоит в том, что пробу высыпают на клеенку или брезент и, попеременно поднимая один угол клеенки или брезента, приближают его к противоположному, перекачивая, а не перемещая материал. Многократное повторение этой операции позволяет хорошо перемешать пробу. Метод кольца и конуса применяют при крупности кусков 50-100мм и сравнительно большом количестве руды. Он заключается в том, что пробу высыпают на пол или железный лист в виде конуса, причем руда насыпается на вершину конуса со всех сторон для равномерного распределения по поверхности. Затем доской, начиная с вершины, конус разравнивают в диск после чего лопатами из центра диска берут пробу и высыпают на некотором расстоянии от диска (10-15 см) с таким расчетом, чтобы диаметр образуемого кольца был примерно в два раза больше диаметра основания конуса. Таким образом, руда порция за порцией насыпается в виде кольца. После этого пробу ссыпают опять в конус, беря ма-

териал с наружной стороны кольца. Затем снова рассыпают материал в кольцо и постепенно перемешивают начиная с основания конуса. В зависимости от степени однородности пробы эту операцию повторяют до трех раз. Если руду перемешивают двое, то оба должны двигаться в одном направлении на расстоянии диаметрально противоположном друг другу. Ни в коем случае не допускается движение навстречу друг другу. После перемешивания массу руды обычно сокращают методом квартования. Квартование чаще всего применяют после перемешивания пробы кольца и конуса, а также в лабораторных условиях при разделке небольших проб. Для работы берут 200 г смеси двух минералов, отличающихся друг от друга плотностью, от которой отбирают среднюю пробу массой ~ 50 г. После перемешивания пробы перекачиванием на клеенке образующийся после выравнивания конуса диск делят на четыре равных сектора (кварты), как это показано на рисунке 1.1

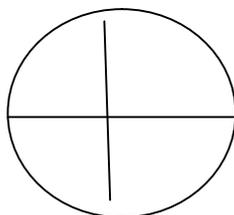


Рис.1.

Материал двух противоположных секторов (I и III или II и IV) объединяют, снова перемешивают и сокращают таким же образом до ~ 50 г. Отобранную пробу взвешивают и погружают в цилиндр, предварительно наполненный водой до определенной метки (уровень воды надо фиксировать во всех замерах или по нижнему или по верхнему мениску, чтобы уменьшить ошибку при дальнейших расчетах), и перемешивают стеклянной палочкой для удаления пузырьков воздуха, после чего измеряют объем воды, вытесненный навеской руды (смеси материалов):

$$V = V_2 - V_1,$$

где  $V_2$  - общий объем, занимаемый водой и навеской,  $\text{см}^3$ ;

$V_1$  - объем чистой воды взятой для приготовления пульпы,  $\text{см}^3$

Плотность исходной смеси

$$\delta_{\text{см}} = \frac{P}{V} \text{ г/см}^3,$$

где P- масса отобранной средней пробы, г.

Разделить смесь минералов (галенита PbS или пирита  $\text{FeS}_2$  с кварцем) на концентрационном столе с получением концентрата (в котором преимущественно находится тяжелый минерал) и хвостов, состоящих в основном из кварца (легкого минерала). Перед началом работы поверхность деки стола смачивают водой. Материал, подлежащий разделению, равномерными порциями подают на стол. Благодаря правильно подобранному углу наклона деки и расходу воды

на столе образуется веер продуктов из легкого и тяжелого минералов. Полученные продукты разделения (концентрат и хвосты) высушивают, взвешивают и рассчитывают их выходы в процентах от исходной навески (200 г). Если массе исходной смеси обозначим через  $G$  и ее выход через  $\gamma = 100\%$ , тогда выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{G_k}{G} \cdot 100\%,$$

где  $G_k$  - масса концентрата, г.

Определить технологические показатели процесса и рассчитать баланс металлов по величине плотности минералов, концентрата и исходной смеси. Определив плотность концентрата и зная плотности минералов, входящих в смесь, находим содержание каждого из минералов в концентрате:

$$\beta_l = \frac{\delta_T - \delta_{см}}{\delta_T - \delta_l} \cdot \frac{\delta_l}{\delta_{см}} \cdot 100\%,$$

$\beta_l$  содержание легкого минерала

где  $\delta_T$  - плотность тяжелого минерала, г/см<sup>3</sup> (галенита – 7,5, пирита – 4,5-5);

$\delta_l$  – плотность легкого минерала, г/см<sup>3</sup> (кварца – 2,7);

$\delta_{см}$  - плотность исходной смеси ( в данном случае плотность концентрата).

Содержание тяжелого минерала :  $\beta_T = 100 - \beta_l$ .

Зная выход концентрата и содержание в нем ценного (тяжелого) минерала, находят извлечение его в концентрат:

$$E_k = \frac{\beta_k \cdot \gamma_k}{\alpha} \cdot 100\%,$$

где  $E_k$  – извлечение ценного минерала в концентрат, %;

$\beta_k$  и  $\alpha$  – соответственно содержание ценного минерала в концентрате и исходной смеси, %;

$\gamma_k$  - выход концентрата, %,  $\gamma_{хр} = 100 - \gamma_k$ .

Потери ценного минерала с хвостами ( извлечение ценного минерала в хвосты) составят  $E_{хв} = 100 - E_k$ . Извлечение ценного минерала в хвосты можно определить из уравнения баланса металла, предварительно рассчитав содержание ценного минерала в хвостах ( $E_{хв}$ ):

$$\alpha \cdot 100 = \beta_k \cdot \gamma_k + \beta_{хв} \cdot \gamma_{хв},$$

тогда 
$$\beta_{хв} = \frac{\alpha \cdot 100 - \beta_k \cdot \gamma_k}{\gamma_{хв}},$$

$$E_{хв} = \frac{\beta_{хв} \cdot \gamma_{хв}}{\alpha}.$$

Результаты расчетов представляют в виде таблице 1.1

**Баланс металла**

Продукты	Выход		Содержание, %		Извлечение, %	
	г	%	тяжелого минерала	кварца	тяжелого минерала	кварца
Концентрат хвосты						
Исходная смесь	200	100			100	100

**Обработка результатов испытаний**

Определив плотность исходной смеси и концентрата, рассчитав содержание легкого и тяжелого минералов в продуктах разделения, а также выходы продуктов, найти извлечение минералов в концентрат и хвосты. Рассчитать баланс металлов. Сделать эскиз и снять техническую характеристику концентриционного стола, представить ее в следующем виде: размеры деки стола, см:

- длина, ширина,
- число качаний деки в мин
- величина хода деки, мм
- поперечный угол наклона деки, град
- крупность исходного питания.
- Сделать выводы по работе.

При выполнении работы необходимо соблюдать следующие правила **техники безопасности**:

1. Не производить регулировку угла наклона и хода деки стола во время его работы.
2. Работы выполнять в спец халатах.

**Библиографический список**

1. Матвеев Ю. Н, Стрижко В.С. Технология металлургического производства (для цветных металлов). – М.: Металлургия, 1986. С 36-37.
2. Полькин С. И, Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975. С. 189-201.

**Контрольные вопросы**

1. Зависит ли ход деки стола от крупности обогащаемого материала?
2. Какие силы действуют на зерна тяжелого и легкого минералов на столе?
3. В чем назначение нарифлений?
4. Как влияет угол наклона деки стола на технологические показатели процесса?

5. Как влияет расход смывной воды на качество концентрата?
6. В чем достоинство и недостатки концентрационного стола перед другими гравитационными аппаратами?

## Лабораторная работа № 2

### ФЛОТАЦИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ РУД

#### Цель работы

1. Знакомство с методикой постановки опытов и приобретение навыков практической работы.
2. Изучение режима флотации руды с целью получения оптимальных технологических показателей обогащения.
3. Закрепление и углубление знаний по подбору и дозировке флотореагентов, исходя из минерального состава пульпы и физико-химических свойств поверхности минералов.

#### Теоретические сведения

Промышленных сульфидных минералов меди существует несколько: халькопирит  $\text{CuFeS}_2$  (содержание  $\text{Cu}$  34,5%), халькозин  $\text{Cu}_2\text{S}$  ( $\text{Cu}$  -80%), ковеллин  $\text{CuS}$  ( $\text{Cu}$  -67,80%), борнит  $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$  ( $\text{Cu}$  -63,49%), теннантит  $\text{Cu}_3\text{FeS}_3$  ( $\text{Cu}$  - 52,9%), тетраэдрит  $\text{Cu}_3\text{SbS}_3$  ( $\text{Cu}$  -46,83%), энаргит  $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$  ( $\text{Cu}$  - 47,41%). Наибольшее промышленное значение имеют первые четыре минерала. Медные сульфидные руды всегда содержат сульфиды железа (чаще всего пирит) и золото. Пустая порода в этих рудах обычно представлена силикатами и песчаником. По всему составу сульфидные медные руды делятся на два типа:

1. Вкрапленные (порфиновые или жильные); содержание меди в руде от 0,5 до 5%;
2. Колчеданные и сплошные.

Руды 1-го типа характеризуется невысоким содержанием в них сульфидных минералов. Основная задача при флотации – отделение сульфидных минералов меди от пирита и пустой породы (силикатов и песчаников). Эти руды обычно легкообогатимы. Руды второго типа характеризуется высоким содержанием сульфидных минералов тяжелых металлов – 40% и более, тонкой вкрапленностью и обычно наличием вторичных сульфидов меди. При флотации таких руд основной задачей является отделение сульфидов меди от сульфидов железа (пирита и пирротина). Флотация этих руд протекает труднее, чем руд первого типа. Сульфидные минералы меди обладают высокой флотационной активностью в широком диапазоне рН: от 6 до 13, вторичные сульфиды меди флотируются обычно лучше первичных и депрессируются при более высоких значениях

pH пульпы. Депрессирующее действие на флотацию сульфидов меди оказывают цианистые и гидроксильные ионы и сульфоксиды. Отделение сульфидов меди от сульфидов железа, которые присутствуют во всех сульфидных медных рудах, основано на значительно большей чувствительности сульфидов железа к депрессирующему действию цианидов, гидроксильных и сульфоксидных ионов. На практике при обогащении медно-пиритных руд для депрессии пирита применяют известь, иногда с небольшими добавками цианида. Режим селективной флотации зависит от содержания в руде пирита; при низком содержании пирита из руды получают коллективный медно-пиритный концентрат. Флотация осуществляется в нейтральной или слабощелочной среде при плотности пульпы 25-30%. Слабощелочная среда создается содой и небольшими нагрузками сернистого натрия (0,1...0,3 кг/т), подаваемого для активации флотации окисленных медных минералов.

При высоком содержании пирита флотация ведется по схеме прямой селективной флотации. Разделение сульфидов меди и железа при селективной флотации руды или коллективного медно-пиритного концентрата производится в сильнощелочной среде (pH 11-12), создаваемой известью. Небольшие добавки цианида необходимы только в тех случаях, когда в руде присутствуют арсенопирит, который недостаточно хорошо депрессируется в известковой среде, при активации пирита ионами меди, при наличии в руде сажистых образований вторичных сульфидов меди. Иногда депрессия пирита осуществляется с помощью сульфоксидов. Флотацию сульфидных медных руд производят по схеме, представленной на рис 2.1. Указанная рецептура реагентов применима для всех руд первого типа; флотацию руд второго типа ведут с большим расходом извести – до 10 кг/т для предотвращения флотации сульфидов железа. Эффективность селективной флотации снижается при наличии в руде вторичных и окисленных минералов меди; в таких рудах сульфиды железа часто активированы ионами меди. При флотации таких руд для снижения влияния катионов меди в операцию измельчения подают небольшое количество цианида (50...100 г/т). В случае присутствия в руде значительного количества шламов, которые переходят в пену и загрязняют концентрат, уменьшают расход вспенивателя добавляют жидкое стекло, снижают плотность пульпы, увеличивают число перечисток концентрата. Необходим правильный подбор и точная дозировка пенообразователя. Избыток его приводит к образованию чрезмерно устойчивой пены, что затрудняет перечистные операции и сгущение концентрата. В этом случае пена очень мелкопузырчатая, вязкая. Над ней образуется «дождик» из мельчайших, вертикально направленных брызг, обусловленных разрушением появившихся на поверхности пульпы пузырьков.

Недостаток пенообразователя приводит к разрушению пены до выхода ее из флотационной машины и, следовательно, к снижению извлечения ценных

минералов. В этом случае пена состоит из крупных, лопающихся на поверхности пузырей.

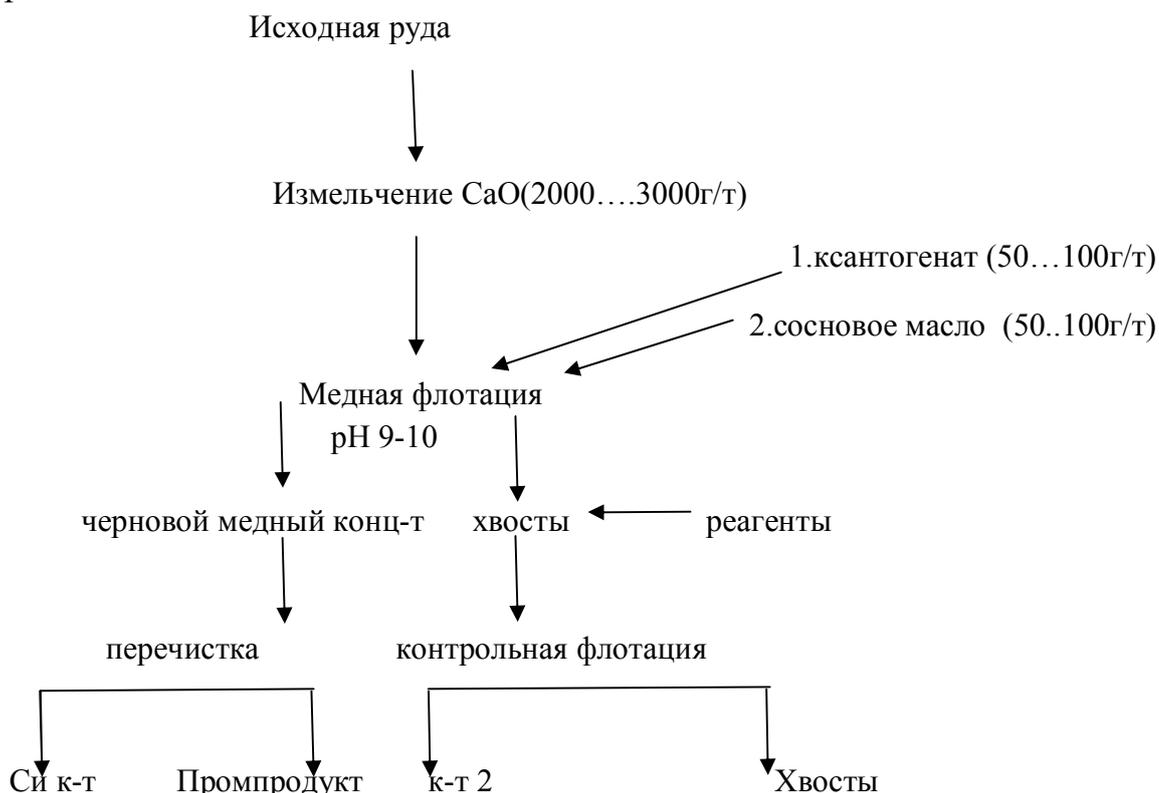


Рис 2.1 Схема флотации сульфидной медной руды

### Описание установки необходимые аппараты и материалы

При выполнении лабораторной работы используются: флотомашины на 200 г руды; мельницы шаровые на 200 г; промывалки; реагенты: известь, ксантогенаты (этиловый, бутиловый)- 1%, сосновое масло, синтетические пенообразователи, цианид калия 1 %, жидкое стекло - 1 %; технические весы с разновесами; приемники; клеенки; кисточки; стекла; шпатель; фильтровальная бумага; ножницы; сита с размером отверстий 0,074 мм (5-6 шт.).

### Методика проведения работы

1. Составить схему обогащения руды и согласовать ее с преподавателем.
2. Произвести измельчение руды при  $T : Ж : Ш = 1 : 0,5 : 6$ . Время измельчения указывается преподавателем.
3. Проверить и подготовить флотомашину к работе.
4. Провести флотацию руды.
5. Замерить щелочность пульпы перед флотацией и в конце.
6. Отметить время флотации, характер и цвет пены.
7. Продукты флотации высушить, взвесить и сдать пробы на химический анализ.

8. По результатам химического анализа составить баланс металла и подсчитать степень концентрации и показатель селективности. Расход реагентов в каждом случае уточняется преподавателем.

*Расчет необходимого количества реагентов.* Расход реагентов указывается в граммах на тонну (г/т) руды. Следует пересчитать его на навеску, с которой будет производиться опыт. Расчет необходимого количества реагента, подаваемого в виде раствора, производят по формуле

$$q = ab / 10000C$$

где  $q$  - необходимое количество раствора, мл;

$a$  - навеска руды для опыта, г;

$b$  - заданный расход реагента, г/т;

$C$  - концентрация раствора реагента, %.

*Измельчение руды.* Перед флотацией руда всегда измельчается. Тонкость измельчения определяется размером вкрапленности ценных минералов в пустую породу. Измельчение чаще всего производится до раскрытия основного количества минеральных зерен. Продолжительность измельчения различных видов руды устанавливается по указанию преподавателя или опытным путем. Измельчение производится в лабораторной шаровой мельнице с порционной загрузкой при соотношении твердого, жидкого и дробящих тел (шаров) Т : Ж : Ш = 1 : 0,5 : 6. При таком способе измельчения происходит некоторое переизмельчение руды, так как готовый продукт не удаляется из мельницы по мере его образования, как это происходит в производственных условиях при непрерывном процессе. Разгрузку мельницы производят следующим образом: сначала смывают водой из промывалки внутреннюю сторону крышки мельницы и мельницу, затем туда же смывают руду с каждого шара или стержня, после чего смывают туда же руду с внутренних сторон стенок мельницы. Если на флотацию вредно влияют ионы железа в пульпе, то измельчение производят в фарфоровой мельнице, например, при флотации чистых минералов. При разгрузке мельницы следует у потреблять по возможности меньше воды во избежание излишнего разжижения пульпы при флотации и переполнения флотомашинны.

Для лабораторных опытов с небольшими навесками используют флотационные машины, укрепленные на штативе с валом, приводимым во вращение мотором. Перед загрузкой машины закрывают зажим па трубке, подводящей воздух, и пульпу загружают во включенную машину во избежание заливания импеллера. При правильном расходе воды на разгрузку мельницы объем пульпы составляет около половины объема флотационной машины. Не добавляя воды, в пульпу вводят реагенты. Сначала добавляют реагенты среды, если они не были даны в измельчение, далее пульпу перемешивают в течение 2-3 мин. Затем добавляют реагенты депрессоры перемешивают 5 -10 мин. Далее добавляют собиратель и пенообразователь и перемешивают 1-2 мин. После этого открывает воздух и добавляют воду, уровень пульпы должен быть примерно на

1...2 мм ниже сливного порога, чтобы избежать ее переливания через порог. Флотацию производят до прекращения минерализации пены или в течение заданного времени. Продолжительность флотации - до исчезновения минерализации пены. При изучении влияния какого-либо реагента изменяют его расход, условия измельчения, расход всех других реагентов, продолжительность флотации, другие условия остаются неизменными. Рассчитав результаты флотации во всех опытах серии, можно увидеть, какой расход, изучаемого реагента является оптимальным в изменении результатов флотации в зависимости от изменения изучаемого фактора должна быть определенная закономерное, графически изображаемая плавной кривой.

В зависимости от цели опыта при флотации можно получать:

- 1) чистые хвосты и грубый концентрат;
- 2) богатый концентрат и богатые неотвальные хвосты;
- 3) богатый концентрат при бедных хвостах.

В последнем случае получают также промпродукт.

Первый случай имеет место при основной и контрольной флотации, когда важнейшей задачей является получение наибольшего извлечения. При этом следует быстро снимать пену и погружать гребок на всю глубину пенного слоя, сгребая пену почти от импеллера. Повышение извлечения может быть также достигнуто повышением уровня пульпы в машине. При этом высота слоя пены небольшая, в ней больше задерживаются сростки и слабофлотирующиеся частицы, что повышает извлечение в грубый концентрат. Кроме того, повышение извлечения достигается увеличением выхода пены, увеличением плотности пульпы, усилением аэрации, применением более сильных собирателей и увеличением расхода вспенивателя. В результате получают грубый концентрат, который должен быть перечищен. Второй случай имеет место при перечистных операциях. При этом сохраняют низкий уровень пульпы, что увеличивает высоту слоя пены. У сливного порога медленно снимают только верхний слой пены. Качество концентрата может быть повышено также снижением выхода пены при уменьшении подачи воздуха, регулируемого зажимом, уменьшением плотности пульпы, применением более селективно действующих слабых собирателей и вспенивателей, применением ряда других реагентов (депрессоров и др.). При необходимости производят перечистную флотацию концентрата или контрольную флотацию хвостов. Разгрузку хвостов и промывку машины после опыта производят на ходу. При проведении опыта следует все время обращать внимание на характер пены: степень минерализации, цвет, размер пузырьков, устойчивость.

### **Техника безопасности при проведении работ**

1. При работе флотомашин запрещается снимать ограждение привода импеллера.

2. При обрыве ремня клиноременной передачи привода импеллера необходимо выключить двигатель, а затем производить работу по замене ремня.

3. При включенном электродвигателе запрещается изменять число оборотов импеллера.

4. Работая с *цианидом*, нужно помнить, что это сильный яд! Пульпу, в которую добавлен цианид, необходимо перемешивать специальной лопаточкой; *категорически запрещается* делать это рукой.

5. Загрузку необходимого количества цианида производит лаборант( реагент должен храниться в сейфе).

6. Работая с *сернистым натрием*, необходимо помнить, что пары ядовиты, поэтому их продолжительное вдыхание может привести к головной боли и потере сознания. С растворами сернистого натрия нужно работать под тягой. При тех расходах сернистого натрия, которые используются при флотации руд, работать можно в обычных условиях. При попадании сернистого натрия на кожу рук необходимо сейчас же смыть его теплой водой.

7. Работая с растворами *концентрированных кислот* и *щелочей*, необходимо соблюдать осторожность, чтобы они не попадали на кожу рук. При попадании растворов на руки необходимо смыть их водой под водопроводным краном, а затем обработать руку раствором ( соды или слабой кислотой).

8. Необходимое количество реагента определяется либо с помощью мерного цилиндра, либо пипеткой, на конец которой надета груша. Категорически запрещается отбирать требуемое количество реагента пипеткой через рот.

9. В помещении лаборатории необходимо работать в спецодежде(халате).

10. В помещении лаборатории запрещается курить, принимать пищу.

11. С ушить продукты опыта необходимо в сушильном шкафу, находящимся под тягой.

12. При выемке продуктов из сушильного шкафа во избежание ожогов кожи следует использовать щипцы.

13. При выполнении операций пропарки продуктов обогащения электроплитка или водяная баня должны быть установлены под тягой Приемники с плитки во избежание ожогов рук следует брать щипцами или тряпкой.

14. По окончании работы руки необходимо вымыть.

Обработка результатов эксперимента. Все продукты флотации высушивают, точно взвешивают на технических весах и отбирают из каждого продукта пробу для химического анализа на содержание металла или металлов. Прежде чем ставить продукты в сушильный шкаф, следует в каждый из них положить марку, на которой простым карандашом (не химическим) должно быть написано, какой это продукт и чей. Сушить продукты опыта следует при сравнительно низкой температуре, так как в противном случае может измениться состав и вес материала (например, при выгорании серы в сульфидных продуктах), материал пригорает к приемнику и трудно от него отделяется, сгорают марки, что при-

водит к путанице и потере продуктов. Пробу на химический анализ отбирают методом квадратования, который применяется для небольших количеств тонко измельченного материала. Взвешенный продукт тщательно перемешивают на клеенке перекачиванием. Комки предварительно раздавливают. Затем материал разравнивают тонким слоем одинаковой толщины, стеклом или линейкой, после чего линейкой или шпателем проводят ряд взаимно перпендикулярных линий, которые делят слой материала на клетки; из центра каждой клетки отбирают шпателем примерно равные пробы, захватывая материал по всей глубине слоя. Отобранную пробу просеивают через сито 0,15 мм, материал, оставшийся на сите, истирают в фарфоровой или агатовой ступке и снова просеивают до тех пор, пока вся проба не пройдет сквозь сито. Вес пробы для химического анализа составляет примерно 2...5 г. Схема опыта указана на рис. 2.2

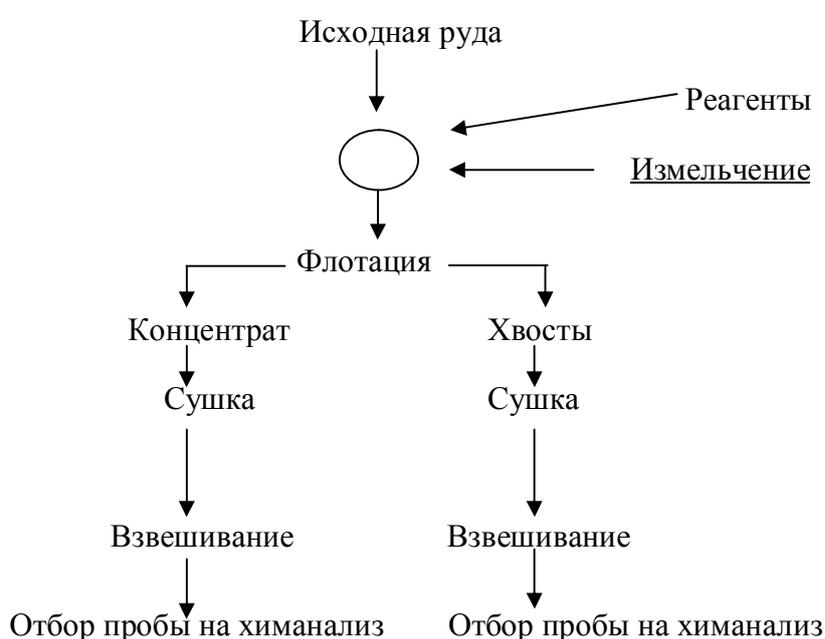


Рис. 2.2 Схема флотационного опыта

Получив данные химического анализа продуктов флотации, результаты опыта сводят в таблицу. 2.1

Таблица 2.1

Продукт	Выход		Содержание а, %	Произ-е $\gamma \cdot \beta$	Извлеч-е $\epsilon, \%$	Продолжи- тельность флотации, мин	Степень концен- трации К	Показатель селектив- ности
	г	%						

Извлечение металла в продукты флотации рассчитывается по формуле

$$\epsilon = \frac{\gamma \beta}{\alpha}$$

где  $\epsilon$  - извлечение металла в данный продукт,

%;  $\gamma$  - вы ход данного продукта, %;

$\beta$  - содержание металла в продукте, %;

а- содержание металла в исходной руде, %.

### **Оформление работы**

1. Записать вещественный состав руды: химические формулы рудных и нерудных минералов, крупность исходной руды и крупность, измельчения руды.
2. Привести схему флотации руды с указанием точек подачи реагентов, последовательности подачи и расхода реагентов.
3. Описать порядок пуска и остановки машины.
4. Привести эскиз установки флотомашин с указанием основных частей и их назначения, указать тип флотомашин, марку, объем флотокамеры.
5. Указать назначение каждого применяемого реагента, написать реакции
6. На схеме отметить значение щелочности пульпы при флотации, цвет, характер и вид пены.
7. Отметить время контакта пульпы с реагентами.
8. Составить таблицу баланса металлов и вычислить необходимые показатели
9. Проанализировать полученные результаты, сделать выводы, оценив уровень извлечения, и дать рекомендации по его повышению.

### **Библиографический список**

1. Абрамов А.А. Флотация. – М.: Недра, 1984.
2. Сорокин М.М. Химия флотационных реагентов. Разд.: Пенообразователи и регуляторы среды. – М.: МИСиС, 1979.

### **Контрольные вопросы**

1. Флотационная характеристика основных минералов руды.
2. Обосновать выбранную технологическую схему флотации.
3. Каковы другие возможные варианты схемы флотации данной руды?
4. Назначение и действие каждого из применявшихся реагентов, а также последовательность их подачи.
5. Какие другие реагенты можно было бы применить для той же цели?
6. К каким последствиям приводит избыток или недостаток любого из применявшихся реагентов?
7. Какое влияние на флотацию оказывает плотность пульпы, щелочность и другие факторы?
8. Как регулируется процесс флотации в зависимости от назначения проводимой операции (основная, контрольная, перечистная)?

## Лабораторная работа №3

### ОБОГАЩЕНИЕ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ С ПОЛУЧЕНИЕМ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА И РАЗДЕЛЕНИЕМ ЕГО СЕРНИСТЫМ НАТРИЕМ

**Цель работы:** получить коллективный, медный и молибденовый концентраты из медно-молибденовой руды.

#### Теоретические сведения

Молибден относится к группе редких металлов, мало распространен в земной коре. В первичных рудных месторождениях молибден представлен четырех валентным сульфидным соединением – минералом молибденитом  $\text{MoS}_2$ , а в зоне окисления – кислородными шестивалентными соединениями, например минералом повеллитом  $\text{CaMoO}_4$ . В рудах известно около 20 молибденовых минералов, но промышленное значение имеют лишь четыре (табл. 3.1): молибденит, повеллит, ферримолибдит (молибдит), вульфенит. Причем мировая добыча молибдена примерно на 98 % осуществляется за счет молибденита.

Таблица 3.1

#### Характеристика основных минералов молибдена

Минерал	Формула	Массовая доля молибдена, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость
Молибденит	$\text{MoS}_2$	59,94	4,7	1,3
Повеллит	$\text{CaMoO}_4$	48,2	4,5	3,5
Ферримолибдит (молибдит)	$3\text{MoO}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	39,7	4,5	1,5
Вульфенит	$\text{PbMoO}_4$	26	6,8	3

Молибденит – самый распространенный молибденовый минерал. Он характеризуется сложной кристаллической решеткой, его кристаллы имеют слоистую структуру, в которой каждый атом молибдена окружен шестью атомами серы по вершинам тригональной призмы с расстоянием между ними  $2,35 \cdot 10^{-10}$  м, т. е. каждый слой из атомов молибдена расположен параллельно между двумя слоями атомов серы. В слое действуют сильные атомные связи, а между слоями – слабые молекулярные силы. Поэтому молибденит обладает совершенным расщеплением и относится к минералам с аполярной поверхностью кристаллов. При измельчении молибденит расщепляется в виде чешуек или листовидных частиц, поэтому он обладает высокой природной гидрофобностью. Частицы молибденита трудно смачиваются водой, но легко взаимодействуют с углеводородными маслами, поэтому типичными собирателями для молибденита являются аполярные углеводородные реагенты – керосин, трансформаторное масло, машинные масла и др. При этом установлено, что фракции, обладающие более высокой температурой кипения, имеют больший угол смачивания на поверхности молибденита.

Для эффективной флотации молибденита в большинстве случаев достаточно небольших загрузок аполярного собирателя. При этом флотационная активность аполярного собирателя обычно тем выше, чем больше содержание в нем 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 молибденита, зависит, в свою очередь, от крупности его кристаллизации, совершенства кристаллических форм, степени измельчения и окисления, характера включений пустой породы. Под действием растворенного кислорода воздуха поверхность молибденита несколько окисляется и смачиваемость его водой улучшается. Основным продуктом окисления является гидратированный триоксид молибдена ( $\text{MoO} \cdot \text{H}_2\text{O}$ ), образующийся по краям незавершенных плоскостей роста и торцевым участкам кристаллов. При значительной доле активно взаимодействующих с водой окисленных участков на поверхности средняя гидрофобность частиц становится невысокой. Для гидрофобизации полярных участков необходима добавка гетерополярных реагентов, роль которых при флотации сульфидных руд выполняют сульфгидрильные собиратели.

Вследствие высокой природной гидрофобности молибденита, резко отличающейся от гидрофобности сопутствующих минералов, при флотации его с аполярными собирателями в слабощелочной среде (рН 8,0–8,5) достигается высокое извлечение молибдена (95 %), несмотря на низкое содержание в исходной руде. Предварительная обработка молибденита аполярным реагентом уменьшает адсорбцию анионных собирателей. Анионные собиратели десорбируются с поверхности молибденита ионами  $\text{OH}^-$ ,  $\text{HS}^-$  и  $\text{S}_2^{2-}$  при высокой их концентрации. Подавителями молибденита являются крахмал, декстрин и другие органические коллоиды. Его флотационная способность полностью подавляется после высокотемпературного окислительного обжига.

Подавление флотации молибденита сопровождается сорбцией органических депрессоров без вытеснения собирателя с поверхности. Гидрофилизация поверхности обусловлена тем, что размеры гидрофильных молекул депрессора значительно превышают размеры углеводородных радикалов собирателя и экранируют их при закреплении на поверхности аналогично тому, как это предполагается для жидкого стекла. Избыточный расход декстрина и особенно крахмала приводит к депрессии флотации и других сульфидов. Сорбция крахмала и декстрина на поверхности минералов обусловлена водородными связями. Поскольку в закреплении участвует большое число полярных групп каждой молекулы депрессора, то достигается прочная связь депрессора с минералом, хотя энергия единичной водородной связи и не велика. Например, показано, что сорбция декстрина на молибдените протекает по механизму физической адсорбции. Достаточная прочность закрепления его на поверхности – следствие значительной величины свободной энергии адсорбции, составляющей 5,4 ккал на 1 моль мономера декстрина. Декстрин является эффективным депрессором молибденита, если его поверхность еще не покрыта аполярным собирателем. В противоположном случае (например, при подаче декстрина после загрузки со-

бирателя) декстрин не обеспечивает депрессии флотации молибденита, что объясняют влиянием изменения состояния двойного электрического слоя, соотношения действующих на поверхности сил Ван-дер-Ваальса, степени гидратации, а также возможностью частичного растворения декстрина в масляной фазе и замещением адсорбированного декстрина маслом. По этой причине коллективный медно-молибденовый концентрат перед его разделением, основанным на депрессии молибденита декстрином или крахмалом, подвергается низкотемпературному обжигу для удаления с его поверхности собирателя. Флотируемость молибденита довольно резко ухудшается тонкими шламистыми частицами слоистых алюмосиликатов (сланцев, талька, бентонитовых глин и др.), обладающих гидрофобностью по плоскостям спайности, и гидрофобизированными шламами сульфидных минералов (например, халькопирита). Депрессорами молибденита являются также красители с несколькими группами  $-N=O$ ,  $-N=NH$ ,  $-OH$ ,  $-NH_2$ ,  $-NHR$  и некоторые другие реагенты.

Однако гораздо чаще при селективной флотации используются реагентные режимы, основанные на флотации молибденита и депрессии других сульфидных минералов. Эффективная депрессия сульфидных минералов меди, особенно вторичных, может быть достигнута в присутствии феррицианида калия (красной кровяной соли). Промышленное содержание молибдена в перерабатываемых рудах колеблется в широких пределах. В чисто молибденовых рудах обычно содержится 0,1–0,5 % Мо и более, а в медно-молибденовых, вольфрамомолибденовых и других, включающих два и более ценных компонента, – 0,01 % и менее. В то же время в процессе обогащения необходимо получать концентраты с высоким содержанием молибдена – 45–50 % и более.

**Флотация сульфидных молибденовых руд.** Этот тип руд относится к наиболее легко обогатимым. Руды содержат незначительное количество сульфидов тяжелых металлов, молибденит в них тесно ассоциирует с кварцем и вкраплен очень неравномерно, что требует применения многостадийных схем измельчения и флотации: I стадия основной флотации осуществляется после грубого измельчения (примерно до  $-0,1-0,2$  мм), а последняя перечистная, или контрольная, флотация – после измельчения до  $-0,044$  мм. Концентрат основной флотации часто перечищается 3–браз. В качестве собирателей молибденита обычно применяются аполярные реагенты – керосин, трансформаторное масло (100–200 г/т) и другие углеводородные масла, а также ксантогенаты, в качестве пенообразователей – сосновое масло, ксиленол и др. Молибденит флотируется в щелочной среде (рН 7,5–8,0), создаваемой содой (1–2 кг/т). При повышенном содержании сульфидов меди и железа их подавляют сульфидом натрия, подаваемым в цикл доизмельчения концентрата, и цианидами, подаваемыми в перечистные операции и операции доводки. При повышенном содержании шламов применяют жидкое стекло (0,5–2,0 кг/т). Расход подавителей определяется содержанием и характером сульфидов и обычно колеблется от 3 до 30 кг/т концентрата сульфида натрия и от 0,3 до 3 кг/т цианидов.

Фабрика «Тендерсон» компании «Клаймакс молибденум Ко» (штат Колорадо, США) была введена в эксплуатацию в 1976 г. и имеет производительность 30 тыс. т/сут. Руда, перерабатываемая на фабрике, содержит 0,295 %

Мо. При обогащении получается молибденовый концентрат, содержащий 91 % молибденита (54,5 % Мо). Медно-молибденовые руды перерабатывают обычно по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый, иногда получают и пиритный концентрат. Наибольшее значение имеют порфиновые медно-молибденовые руды, характеризующиеся как крупной вкрапленностью молибденита и пирита, так и наличием тонковкрапленных минералов меди, молибдена и пирита.

К таким рудам целесообразно применять стадийные схемы обогащения с выделением коллективного медно-молибденового концентрата и отвальных хвостов при грубом измельчении руды до 45–55 % класса  $-0,074$  мм.

Коллективный концентрат после классификации и доизмельчения песков классификатора до 90–95 % класса  $-0,074$  мм подвергается перечистке. В ряде случаев при флотации медно-молибденовых порфиновых руд применяют схемы, предусматривающие контрольную флотацию хвостов основной коллективной флотации с перечисткой концентрата получаемого в контрольной флотации (с предварительным доизмельчением этого концентрата или без него). Такие схемы используются на фабриках Балхашская, «Пинто Вэлли» и др.

**Разделение медно-молибденовых концентратов** – основная проблема при обогащении медно-молибденовых руд. Оно может быть осуществлено подавлением медных минералов и флотацией молибденита или наоборот.

Разделение коллективного концентрата осуществляется обычно после его сгущения с последующей репульпацией. Сгущение позволяет удалить часть реагентов, что создает определенную независимость и стабильность работы цикла доводки молибденового концентрата. В настоящее время в промышленной практике нашли применение несколько методов разделения коллективных медно-молибденовых концентратов.

1. Пропарка в среде сернистого натрия. Сернистый натрий (3–5 кг/т коллективного концентрата) подают в перечистные операции, а хвосты перечистки поступают в начало основной молибденовой флотации, что обеспечивает поступление реагента по всему фронту флотации. В условиях «паровой» флотации молибденита сульфиды меди и пирит депрессируются. Температура процесса 80–90 °С создается «острым» паром непосредственно во флотационных машинах. Замечено, что при нагреве пульпы до 80–90 °С резко усиливается десорбция собирателя сернистым натрием со всех сульфидов, кроме молибденита (и повеллита). Это объясняется более замедленным окислением (разложением) сернистого натрия, так как в условиях «паровой» флотации снижаются доступ кислорода в пульпу (пар с одержит меньше кислорода, чем окружающий воздух) и окисление сернистых и гидросернистых ионов (до ионов  $SO_4$ , не являющихся десорбентами собирателя).

При нагреве пульпы уменьшается растворимость газов в ее жидкой фазе. Поэтому они выделяются в виде микропузырьков, которые закрепляются в первую очередь на молибдените как наиболее гидрофобном минерале, что улучшает флотированность его наиболее мелких частиц. Для увеличения количества газов, выделяющихся из раствора, в пульпу вводится бикарбонат натрия  $NaHCO_3$  (около 150–200 г/т), который при повышенной температуре разлагается с выде-

лением углекислого газа. Применение «паровой» флотации позволило в 5–6 раз снизить расход сернистого натрия и значительно повысить технологические показатели селективной флотации. Этот метод нашел широкое применение при разделении коллективных медно-молибденовых концентратов на обогатительных фабриках. На Балхашской обогатительной фабрике при содержании в коллективном концентрате 18 % Cu и 0,1–0,15 % Mo получают кондиционный молибденовый концентрат при извлечении молибдена около 60 %.

При разделении медно-молибденового концентрата расход реагентов составляет, г/т коллективного концентрата: 150 кальцинированной соды (в основную и контрольную флотации); 312 керосина; 2 700–3 000 сернистого натрия (в основную, контрольную и I и III перечистные флотации); 250 жидкого стекла (в основную, I и III перечистные флотации).

2. Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после окислительной пропарки коллективного концентрата (в течение 40–60 мин) в известковой среде в плотной пульпе (55–65 % твердого). Для интенсификации пропарки в процесс иногда дополнительно подается воздух. Пропарка в известковой среде способствует разрушению и снятию с поверхности сульфидов меди и пирита пленки собирателя и окислению поверхности этих сульфидов. На Алмалыкской обогатительной фабрике пропарка проводилась «острым» паром в контактных чанах при температуре 70–80 °С и содержании свободной CaO 800–1 000 г/мз. После пропарки пульпа поступала в отдельный чан для разбавления свежей водой до 20–27 % твердого. Содержание свободной CaO снижалось до 200–300 г/мз.

Молибденит флотируется нейтральными маслами (керосин или веретенное масло и др.), которые подаются перед пропаркой в основную и в I и V перечистные операции. Сернистый натрий также поступает (до 3–5 кг/т концентрата) в различные операции флотации. В таком же количестве в процесс флотации добавляется жидкое стекло. Для дополнительного подавления сульфидов меди и пирита иногда добавляются цианиды. При содержании молибдена в коллективном концентрате около 0,1 % в готовом молибденовом концентрате после селективной флотации содержалось молибдена не ниже 40 %.

3. Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после низкотемпературного окислительного обжига коллективного концентрата при 260–330 °С. В процессе обжига окисляется поверхность сульфидов меди и железа, разрушается пленка собирателей на всех сульфидах (в том числе пленка аполярного реагента на поверхности молибденита) без окисления самой поверхности. После обжига проводится репульпация концентрата с последующей флотацией молибденита нейтральными маслами.

4. Подавление сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия NaHS, сульфидом аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{S}$  или гидросульфидом аммония  $\text{NH}_4\text{HS}$  самостоятельно или в сочетании  $\text{Na}_2\text{S}$  с NaHS и с  $(\text{NH}_4)_2\text{S}$  без пропарки. Например, на фабрике «Бренда» (Канада) медно-молибденовый концентрат разделялся с помощью гидросульфида натрия (около 10 кг/т коллективного концентрата), а на фабрике «Гибралтар» (Канада) – сульфида аммония (4 кг/т) и гидросульфида

натрия (8 кг/т). Гидросульфид натрия используется также на фабриках «Миши» и «Айленд» (Канада).

5. Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа реагентом «Ноукс». Разделение коллективного концентрата осуществляется при pH 8,0–10,5 и расходе реагента «Ноукс» около 5–8 кг/т коллективного концентрата. Возможно совместное использование этого реагента с сернистым натрием. Разделение медно-молибденового концентрата с применением реагента «Ноукс» осуществляется на фабриках «Пима», «Эль-Сальвадор», «Пинто Вэлли» (США) и др.

6. Подавление сульфидов меди и железа реагентом «Анимол Д» Расход реагента составляет около 6–8 кг/т коллективного концентрата. Применяется он на фабрике «Чукикамата» (Чили). Реагент «Анимол Д» в сочетании с цианидом натрия используется при селекции медно-молибденового концентрата на фабрике «Лорнекс» (Канада).

7. Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа феррицианидами (1,0–1,5 кг/т) или цианидом натрия (около 0,5 кг/т) в слабощелочной среде совместно с сульфатом цинка. Этот метод применяется на фабриках «Моренси» (США), «Гаспе» (Канада) и др.

8. Подавление сульфидов меди и железа с помощью окислителей – перекиси водорода (0,5–1,0 кг/т), гипохлорида натрия (около 2 кг/т) и др. Эти окислители применяются на фабрике «Сан-Мануэль» (США).

9. Подавление молибденита органическими коллоидами (крахмал, декстрин) и флотация сульфидов меди. Этот метод используется на фабриках «Магна», «Артур» и «Сильвер-Белл» (США). Коллективный концентрат перед флотацией сульфидов меди сгущается для удаления в слив аполярных реагентов, избыток которых и наличие их на поверхности молибденита затрудняют подавление молибденита крахмалом или декстрином. Далее коллективный концентрат репульпируется свежей водой до 20 % твердого; в пульпу добавляется 600–900 г/т крахмала или декстрина (в виде 10 %-го раствора) и флотируется медный концентрат в известковой среде (pH = 11,5–12,0) для подавления пирита. Перечищают медный концентрат также при добавлении извести и декстрина (или крахмала). Хвосты медной флотации обезвоживаются и подвергаются обжигу при 300 °С для разрушения пленки декстрина, после чего флотируют молибденит с аполярными маслами и пенообразователем. Для очистки молибденового концентрата от сульфидов меди в перечистные операции подают цианиды (500–700 г/т концентрата).

Для разделения очень сложных по вещественному составу медно молибденовых концентратов применяют сочетание 2–3 и более перечисленных выше методов. Для получения высококачественных молибденовых концентратов число перечистных операций колеблется от 5 до 14 в зависимости от типа руды. Перечистки сочетаются с другими технологическими операциями, такими, как доизмельчение, термическая обработка и т. д. Если флотация исходной руды проводится в плотной пульпе (при содержании твердого до 40–45 %), то перечистная флотация проводится в разжиженной, плотность которой непрерывно уменьшается; в последних перечистках содержание твердого может достигать

3–5 %. При большом числе перечистных операций в процессе циркулирует значительное количество продуктов, с которыми теряется часть молибдена. В конечном молибденовом концентрате извлечение молибдена составляет от 45 до 86 %.

Если циркуляция продуктов затрудняет получение высококачественного молибденового концентрата, то применяются открытые схемы флотации с выведением части молибдена в виде низкокачественного промпродукта, который поступает на гидрометаллургическую переработку. Чаще всего промпродукт выводится после первых перечисток черного молибденового концентрата или после перечистки концентрата контрольной флотации.

При невозможности получения кондиционного молибденового концентрата по содержанию молибдена и вредных примесей в цикл доводки включаются такие операции, как низкотемпературный обжиг и выщелачивание. Иногда (фабрики «Магна» и «Артур», США) после обжига сначала осуществляется флотация минералов породы, а затем молибденита.

Обжиг – эффективный метод повышения качества молибденового концентрата при загрязнении его аморфным углем (шунгитом) или просто углем, который при обжиге сгорает. Обжиг может быть осуществлен и при более высокой температуре. В этом случае молибденит переходит в трехокись молибдена и его содержание в концентрате повышается; содержащиеся в молибденовом концентрате медные минералы окисляются, а затем выщелачиваются серной кислотой или цианидом натрия.

На фабрике «Чукикамата» (Чили) проводится цианидное выщелачивание меди из молибденового концентрата при расходе цианида натрия 900 г/т.

В последнее время используется хлорное и аммиачное выщелачивание молибденовых концентратов. Требования, предъявляемые к молибденовым концентратам, представлены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Требования к качеству молибденовых концентратов (по ГОСТ 212-76)

Марка	Содержание, %								
	молибдена, не менее	примесей, не более							
		SiO <sub>2</sub>	As	Cu	P	Sn	Na <sub>2</sub> O	WO <sub>3</sub>	Sb
КМГ-В	58	0,3	0,03	0,01	0,01	0,01	0,8	2,0	0,01
КМГ-1	56	0,4	0,04	0,01	0,01	0,01	0,8	4,5	0,01
КМГ-2	54	0,7	0,07	0,01	0,02	0,02	1,0	5,0	0,01
КМФ-В	52	4,0	0,03	0,02	0,02	0,4	Не нормируется		
КМФ-1	51	5,0	0,04	0,02	0,02	0,4	-//-		
КМФ-2	48	7,0	0,05	0,04	0,03	0,7	-//-		
КМФ-3	47	9,0	0,06	0,05	0,05	1,0	-//-		
КМФ-4	45	11,0	0,07	0,07	0,05	2,0	-//-		

### Материалы, приборы и оборудование

Навеска медно-молибденовой руды массой 100 г, коллективный медно молибденовый концентрат, весы электрические, растворы флотационных реагентов заданной концентрации, чашки, мерные цилиндры, кисти, клеенки, шпате-





Рис. 3.2. Схема селекции коллективного концентрата

### Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет основных технологических показателей.
2. Составить баланс металлов, который оформить в виде таблицы 3.1

### Библиографический список

1. Польшкин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1983. С.160-207.
2. Польшкин С.И. Флотация руд редких металлов и олова. – М.: Гостехнадзор, 1960.С.591-608.

### Контрольные вопросы

1. Назовите основные минералы молибдена и меди, имеющие промышленное значение и их флотационные свойства.
2. Перечислите основные требования, которым должны удовлетворять медный и молибденовый концентраты.
3. Какие технологические показатели достигаются при обогащении молибденовых и медно-молибденовых руд?
4. Назовите достоинства и недостатки цианистого способа селекции коллективного медно-молибденового концентрата.
5. Какие месторождения медно-молибденовых руд вы знаете?
6. По каким схемам работают обогатительные фабрики, перерабатывающие эти руды?

## Лабораторная работа №4

### ФЛОТАЦИЯ АПАТИТО-ЛОПАРИТОВОЙ РУДЫ

**Цель работы:** Провести измельчение и флотацию апатито-лопаритовой руды по предлагаемой схеме. Рассчитать баланс металлов, проанализировать полученные результаты и сделать выводы.

#### Теоретические сведения

Лопарит (Na, Ca, P)  $[Nb (Ti, Ta)_3]_2$  - это сложное комплексное соединение, в состав которого входят ниобий и тантал.

Ниобий (Nb) - элемент 5 группы периодической системы, тугоплавкий редкий металл. Плотность ниобия 8,6 г/см<sup>3</sup>, температура плавления 2470 °С, температура кипения 4840 °С. Распространенность ниобия в земной коре составляет  $2,0 \cdot 10^{-3} \%$ . Ниобий обладает высокой пластичностью, коррозионной стойкостью, малым сечением захвата тепловых нейтронов, способностью образовывать жаропрочные и сверхпроводящие сплавы.

При легировании сталей придает им морозо- и коррозиестойкость, высокую прочность и пластичность.

Ниобий устойчив во многих агрессивных средах. Все кислоты, за исключением плавиковой, не действуют на него. Кислоты-окислители «пассивируют» ниобий, покрывая его защитной оксидной пленкой Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Ниобий активно реагирует со многими неметаллами: галогенами, азотом, водородом, углеродом, серой. При этом ниобий может проявлять валентность от двух до пяти. Но главная валентность этого элемента +5. Пятивалентный ниобий может входить в состав соли и как катион (NbCl<sub>5</sub>, NbBr<sub>5</sub> - пентагалогениды) и как один из элементов аниона (K<sub>4</sub> Nb<sub>2</sub> O<sub>7</sub>), что свидетельствует о характере этого элемента. Ниобий применяется для изготовления защитных чехлов для урана в условиях работы ядерного реактора, в никелевых суперсплавах и реакторных циркониевых сплавах, сверхпроводящих сплавах с титаном (из них изготовлено большинство сверхпроводящих магнитов) и оловом, СВЧ - сверхпроводников карбидов в твердосплавной промышленности. Мировой рынок ниобия в последние годы заметно расширяется, что связано с растущим применением этого металла, главным образом в виде феррониобия для производства низколегированных сталей.

Тантал (Ta) - элемент V группы периодической системы, тугоплавкий металл, его плотность 16,6 г/см<sup>3</sup>, температура плавления 2996 °С. Распространенность тантала в земной коре составляет 2,5- 10<sup>-4</sup> %. Обладает высокой коррозионной стойкостью в агрессивных средах, хорошей пластичностью и прочностью, способен образовывать оксидную анодную пленку, являющуюся высокоустойчивым диэлектриком. Чистый тантал хорошо подвергается механи-

ческой обработке, легко штампуется, перерабатывается в тончайшие листы (толщиной около 0,04 мм) и проволоку. Характерная черта тантала - его высокая теплопроводность, которая в сочетании с пластичностью сделали тантал прекрасным материалом для теплообменников. Тантал не растворяется даже в такой агрессивной среде, как «царская водка», которая легко растворяет золото, платину и другие благородные металлы. Из всех кислот лишь плавиковая кислота способна растворять тантал (особенно при высокой температуре). Тантал - незаменимый конструкционный материал для химической промышленности. Танталовую аппаратуру используют в производстве многих кислот (соляной, серной, азотной, фосфорной, уксусной), брома, хлора, перекиси водорода.

Главная область применения тантала - танталовые электролитические конденсаторы (ТЭК), характеризующиеся по сравнению с другими видами конденсаторов большей удельной емкостью, меньшими габаритами и более высокой надежностью в эксплуатации.

Тантал используется также в сплавах для реактивных двигателей и газовых турбин, в твердых сплавах для металлорежущих инструментов и производстве отдельных узлов химической аппаратуры (теплообменников, затворов, насосов, нагревательных змеевиков). Другая область применения - оптические стекла, высокотемпературная керамика, композиционные материалы и материалы для протезов. Тантал используют для изготовления хирургических инструментов.

На уникальном качестве тантала - его высокой биологической совместимости основано широкое применение тантала в медицине, главным образом в восстановительной хирургии. Пластины из этого металла используют при повреждении черепа, проволоки - при переломе костей. Танталовыми скрепками соединяют кровеносные сосуды. Сетки из тантала применяют для изготовления глазных протезов. Нитями из этого металла заменяют сухожилия и даже сшивают нервные волокна.

Пентаоксид тантала применяется в виде специальной золы, содержащей до 7 %  $Ta_2O_5$ , для введения в кровеносные сосуды в качестве рентгеноконтрастного вещества, для присыпания ран и ожогов, для ускорения свертывания крови.

Тантал и ниобий используют в производстве огнеупоров и термопар.

Сплавы тантала с хромом, углеродом и вольфрамом заменяют иридий и золото при изготовлении перьев для авторучек.

Основная масса тантала используется в виде металла, более 60 % - в виде порошка конденсаторного сорта.

Рост спроса на тантал в основном связан с увеличением производства ТЭК, используемых в персональных системах связи (мобильных телефонах, радиоприемниках, пейджерах и др.) и новых системах персональных компьютеров.

Обычный мобильный телефон содержит 10 - 20 ТЭК, в каждом из которых по 10 мг тантала, на персональный компьютер расходуется по 300 мг металла.

Главные потребители тантала - США и Япония. Минералов, содержащих тантал и ниобий, насчитывается более 130, из них 80 являются собственно танталовыми и ниобиевыми, остальные содержат тантал и ниобий в виде примеси. Для промышленного получения тантала и ниобия используются лишь немногие минералы: танталит, колумбит, пирохлор, микролит, лопарит (содержащий редкоземельные элементы), коппит (табл. 4.1).

Таблица 4.1

**Минералы тантала и ниобия, имеющие промышленное значение**

Минерал	Формула	Теоретическое содержание, %		Магнитные свойства	Плотность,
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		
Танталит	(Mn, Fe)(Ta, Nb) <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	2...40	41...84	Немагнитен	6,7...8,3
Колумбит	(Fe, Mn)(Nb, Ta) <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	23,5...77	1...40	Слабомагнитен	5,3...6,6
Пирохлор	(Na,Ca,Th,TR) <sub>2</sub> (Nb,Ta,Ti) <sub>2</sub> (O,OH,F) <sub>7</sub>	37,5...65	0...5.9	Немагнитен	4,1...5,4
Микроклин	(Na,Ca,Th,TR) <sub>2</sub> (Ta,Ti,Nb) <sub>2</sub> (O,OH,F) <sub>7</sub>	до 7,7	68,4... 77	Немагнитен	5,4...6,4
Коппит	Разновидность пирохлора, обогащенная элементами цериевой группой	56,4	-	Немагнитен	4,5
Лопарит	(Na,Ca,Sr,Ce)(Nb,Ti)O <sub>2</sub>	11,6	0,75	Немагнитен	4,7...5

Месторождения тантала и ниобия подразделяются на пять типов:

- магматические (Нигерия, Кольский полуостров);
- пегматитовые (США, Бразилия, Канада, Австралия, Россия -Урал);
- пневматолито-гидротермальные (Уганда, США);
- осадочные (россыпные) (Нигерия, Бразилия, США, Африка).

В месторождениях магматического типа важное промышленное значение имеют колумбитовые и пирохлоровые граниты с содержанием колумбита от 0,001 до 0,01 %. Наиболее крупные запасы приходятся на долю пирохлоровых гранитов, содержащих до 0,2...0,3 % суммы пентаоксидов тантала и ниобия. Месторождения пегматитового типа распространены очень широко, являются комплексными (содержат тантал, ниобий, литий, бериллий, олово, редкие земли). Месторождения метасоматического типа обычно имеют низкое содержание тантала и ниобия. Наиболее перспективным промышленным типом являются карбонаты, содержащие 0,1...0,5 %, а иногда > 1 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> преимущественно в

виде пирохлора. Основными сопутствующими минералами являются кальцит и апатит. Месторождения пневматолито-гидротермального типа содержат ниобий и тантал в виде изоморфных примесей в касситерите и вольфрамите, поэтому могут быть извлечены лишь попутно при переработке оловянных и вольфрамовых руд. Месторождения осадочного типа имеют важное практическое значение, так как ниобий и тантал извлекают из россыпей, содержащих колумбит, пирохлор, танталоколумбит и др. Лопаритовые руды имеют магматическое происхождение. Основным рудным минералом является лопарит. Из нерудных минералов лопариту сопутствуют нефелин, эгирин, апатит, эвдиалит, полевые шпаты (табл. 4.2). Промышленное значение имеют руды, в которых содержание  $Ta_2O_5$  и  $Nb_2O_5$  составляет от сотых долей процента и выше. Стандартных условий на концентраты тантала и ниобия не существует. В лопаритовом концентрате, используемом для производства металлических ниобия и тантала, а также титана и редкоземельных элементов, должно содержаться  $\geq 8\%$   $(Ta, Nb)_2O_5$  и  $\leq 0,015\%$  P и  $2,5\%$   $SiO_2$ .

Таблица 4.2

#### Сопутствующие минералы

Минерал	Формула	Теоретическое содержание, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса
Нефелин	$KNa[AlSi_3O_8]$	K - до 5,0 Na-до 12,0 Al-до 17,0	2,6	5...6
Апатит	$Ca_5[PO_4]_3(F, Cl, OH, CO_3)$	Ca-до 40,0 P- до 19,0 F-до 3,8	3,2	5
Эгирин	$NaFe[Si_2O_6]$	Na - 9,9, Fe - 24,4 $Fe_2O_3$ - 34,6, $SiO_2$ -52,0	3,4...3,6	5,5...6
Полевые шпаты Эвдиалит	$Na_{12}Ca_6Fe_3Zr_2-[Si_3O_9][Si_2O_4(OH)_3]_2$	$Na_2O$ -13,3 $CaO$ -12,1 $FeO$ - 7,7 $SiO_2$ -51,7 $ZrO_2$ -13,3 $H_2O$ - 1,9	2,8...3,1	5...6

Пирохлоровые концентраты в зависимости от сорта могут содержать  $(Nb, Ta)_2O_5$  от 4.. .6 % до 37 % и более. В танталитовых концентратах 1-го сорта должно быть  $> 50...65\%$   $Ta_2O_5$  и  $< 10\%$   $Nb_2O_5$ , в концентратах 2-го сорта -  $> 40\%$   $Ta_2O_5$ . Требования к качеству металлических тантала и ниобия зависят от их назначения. Наиболее строго лимитируется содержание примесей: фосфора, серы, титана, железа, кремния, олова, алюминия, углерода, водорода, азота, кислорода. Даже небольшое содержание углерода и газовых включений придает металлам хрупкость. Мировое производство ниобия на 99 % базируется на рудах пирохлоровых месторождений. В то же время в России сырьем для производства ниобиевой продукции был и остается главным образом лопаритовый концен-

трат рудных нефелиновых сиенитов, получаемый на Ловозерском ГОКе, который содержит в виде оксидов 6...8 % Nb, 0,5...0,55 % Ta, 36...38 % PЗЭ и 38...42 % Ti. Основные запасы тантала - в Бразилии (38 %), Австралии (27 %), Китае (7 %), Канаде (6 %). Россия занимает первое место в мире по запасам тантала. В тантало-ниобиевых рудах ценные минералы обладают большой плотностью ( $> 4,5 \text{ г/см}^3$ ), поэтому до последнего времени основным методом обогащения этих руд как в зарубежной, так и в отечественной практике является гравитационный. Получаемые черновые концентраты подвергают доводке путем флотогравитации, флотации (удаляются сульфиды, апатит и т.п.), электромагнитной сепарации, а также применяют сочетание этих методов с химическими. Схема обогащения лопаритовых руд сводится к следующему. Исходную руду подвергают дроблению и измельчению. Крупные классы гидравлической классификации обогащают на отсадочных машинах, а мелкие - на концентрационных столах. Получаемый коллективный эгирино-лопаритовый концентрат обезвоживают, сушат и подвергают магнитному и электрическому обогащению для удаления эгирина в непроводниковую фракцию (лопарит выделяется в проводниковую фракцию). В результате осуществления такой схемы получают концентраты, содержащие 80...95% лопарита, что соответствует установленным требованиям.

Возможно применение флотогравитации или флотации апатита (для доводки концентратов по фосфору) с применением олеата натрия, соды и жидкого стекла. В настоящее время разработаны схемы флотации лопаритовых руд, в результате осуществления которых достигается отделение лопарита от апатита, эгирина и нефелина, причем наиболее трудным является флотационное разделение лопарита и эгирина, которые успешно флотируются олеатом натрия (см. рисунок). Для флотации лопарита возможно применение реагента ИМ-50. Эгирин и нефелин извлекаются при pH 7...9 и депрессируются при pH 10... 11, а наилучшая флотируемость лопарита достигается при pH 9...11 в случае применения едкого натра и соды и при pH 9... 10,5 при применении сернистого натрия. Неизбежные ионы пульпы по-разному влияют на флотацию минералов. В щелочной среде катионы кальция и магния активируют флотацию лопарита, эгирина и нефелина. Соли  $\text{Fe}^+$  не изменяют флотируемости лопарита в среде NaOH и  $\text{Na}_2 \text{S}$ , резко депрессируют эгирин и нефелин в среде  $\text{Na}_2 \text{S}$ . При обогащении тонковкрапленных руд гравитационными методами потери тантала и ниобия составляют более 50 % в тонких (шламовых) фракциях, из которых они могут быть извлечены флотацией. В качестве собирателей колумбита и танталита могут применяться:

- олеиновая кислота или олеат натрия при pH 6... 8;
- алкилсульфат натрия  $\text{ROS}_3\text{Na}$  в кислой среде при pH  $< 4$  (углеводородный радикал R с длиной цепи  $\text{C}_{12} - \text{C}_{18}$ );
- катионный собиратель АНП после обработки минералов 2 %-ным раствором соляной кислоты.

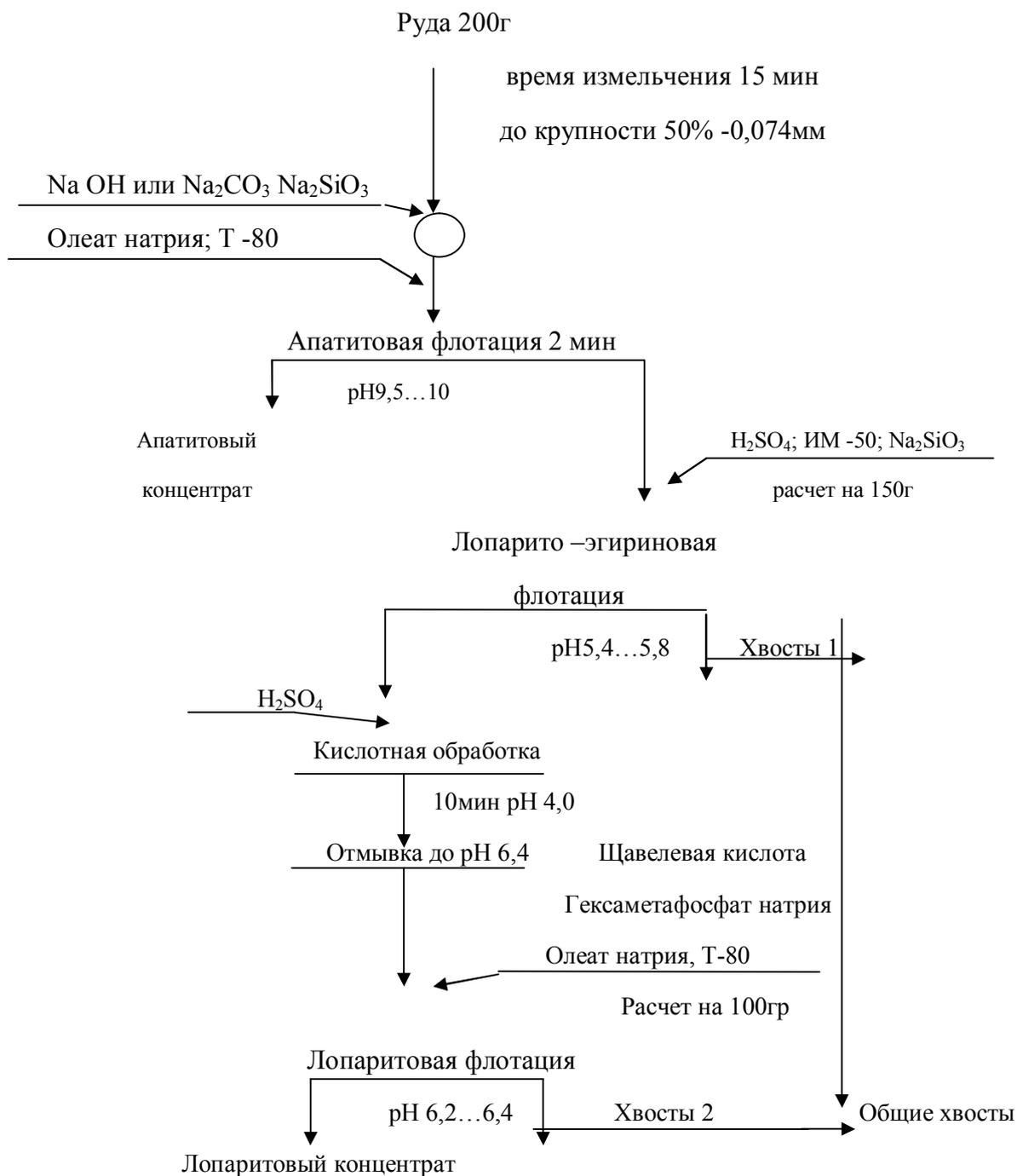


Рис.4.1. Схема флотации апатито-лопаритовой руды

Наибольшие трудности при флотации связаны с отделением танталит-колумбита от турмалина и граната. Руды, содержащие тантал и ниобий, обычно бедные. Содержание суммы пентаоксидов  $(\text{Ta}, \text{Nb})_2\text{O}_5$  составляет 0,003...0,2%. Установлено, что кислотная обработка минералов и руд перед флотацией значительно улучшает селективность процесса. Кислотная обработка снимает пленки загрязнений и изоморфных примесей оксидов железа, кальция, магния, активируя одни минералы и депрессируя другие. Происходит химическое взаимодействие кислоты (серной, плавиковой или соляной) с поверхностью минералов, образуются новые более активные или менее активные соединения по от-

ношению к тому или иному типу собирателя. Соли поливалентных металлов оказывают существенное влияние на флотацию танталит-колумбита и других минералов. Изучение влияния хлорного железа на флотацию минералов олеатом натрия показало, что малые концентрации его активируют пирохлор, биотит, альбит и лимонит. Повышение концентрации хлорного железа больше определенного значения (для разных минералов он различен) ведет к их к депрессии. Жидкое стекло оказывает депрессирующее действие на флотацию олеатом натрия пирохлора, циркона, эгирина и лимонита. Если минералы флотируются катионным собирателем ИМ-1 ], то жидкое стекло (70 мг/л) мало влияет на флотацию циркона, но вызывает значительную депрессию пирохлора. Модификаторами при флотации лопарита олеатом натрия являются щавелевая кислота  $H_2C_2O_4$  и гексаметафосфат натрия  $Na_2P_6O_{18}$ .

### Описание установки

Используются те же аппараты, что и в предыдущих лабораторных работах.

Применяют следующие реагенты: *Собиратели*

- олеат натрия;
- ИМ-50. *Пенообразователи* - Т-80. *Модификаторы*
- едкий натр ( $NaOH$ );
- сода ( $Na_2CO_3$ );
- жидкое стекло ( $Na_2 SiO_3$ );
- серная кислота ( $H_2SO_4$ );
- щавелевая кислота ( $H_2 C_2 O_4$ );
- гексаметафосфат натрия ( $Na_6P_6 O_{18}$ ).

### Порядок проведения работы и указания по охране труда

1. Составить схему флотации апатито-лопаритовой руды, выбрать реагентный режим и рассчитать необходимое количество реагентов для каждой операции (см. приложение 1.).

2. Измельчить пробу руды (200 г) в шаровой мельнице при соотношении Т:Ж:Ш = 1:0,5:6 в течение 15 мин до крупности 50 % класса - 0,074 + 0 мм.

3. Апатитовую и лопарито-эгириновую флотации провести во флотомашине с объемом камеры 0,5 л; кислотную обработку - в стакане объемом 0,8... 1 л при Т:Ж = 1:1. Затем концентрат подвергнуть трехкратной отмывке холодной водой (по 3 мин каждую) до рН 6,2...6,4, после чего перевести его во флотомашину с объемом камеры 0,2 л для проведения лопаритовой флотации. Контроль рН пульпы обязателен во всех операциях схемы.

4. Апатитовый и лопаритовый концентраты высушить, взвесить и отобрать пробу для химического анализа на содержание пен-таоксидов ниобия и тантала.

При выполнении работы необходимо соблюдать правила техники безопасности, изложенные в лабораторной работе 2.

### Обработка результатов

Рассчитать технологические показатели процесса по сумме пента-оксидов ниобия и тантала и представить их в виде табл. 4.3.

Таблица 4.3

**Баланс металлов**

Продукты	Выход		Содержание (Nb, Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	Извлечение (Nb, Ta) <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %
	г	%		
Лопаритовый концентрат				
Апатитовый концентрат				
Хвосты				
Исходная руда				

### Отчет по работе

Отчет должен содержать:

- название и цель работы;
- краткое теоретическое введение;
- схему флотации с указанием реагентного режима и расхода реагентов для каждой операции, а также значение pH во всех операциях;
- расчет баланса металлов;
- выводы.

### Библиографический список

1. Польшкин СИ Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. – М.: Недра, 1987. С. 244-256, 265-274, 304-307.
2. Польшкин СИ. Флотация руд редких металлов и олова. – М.: Госгортехнадзор, 1960. С. 459-505.

### Контрольные вопросы

1. Назовите промышленные минералы тантала и ниобия, типы месторождений.
2. Назовите минералы, сопутствующие лопариту, дайте характеристику их физико-химических свойств.
3. Какие существуют кондиции на лопаритовые концентраты, пироклоровые и танталитовые?
4. Назовите основные методы обогащения лопаритовых руд.
5. С чем связаны основные трудности при флотации лопарита?

6. Каково влияние неизбежных ионов на флотацию лопарита и сопутствующих минералов?
7. Назовите области применения апатитового и лопаритового концентратов.

## **Лабораторная работа №5**

### **ФЛОТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ КАССИТЕРИТА ИЗ ШЛАМОВ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

#### **Цель работы**

Провести флотацию касситерита из гравитационных шламов в соответствии со схемой и реагентным режимом. Рассчитать баланс металлов, проанализировать полученные результаты и сделать выводы.

#### **Теоретическое сведения**

Касситерит ( $\text{SnO}_2$ ) основной промышленный минерал, содержащий олово. Олово - (Sn)- элемент IV группы периодической системы. Распространенность в земной коре составляет 0,004%. Олово является одним из ценнейших дефицитных металлов, спрос на который постоянно растет. Это один из немногих металлов, известных человеку еще с доисторических времен. Олово и медь были открыты раньше железа, а их сплав, бронза, - один из самых первых материалов, изготовленных человеком. Металлическое олово имеет две модификации:  $\alpha$ -Sn  $\beta$ -Sn. Кристаллическая структура серого олова  $\alpha$ -Sn – кубическая, а  $\beta$ -Sn – тетрагональная. Плотность  $\alpha$  модификации олова 5,85 г/см<sup>3</sup>,  $\beta$  – модификации 7,3 г/см<sup>3</sup> при 15<sup>0</sup>С. Температура плавления 231,9<sup>0</sup>С. Металлическое олово легко подвергается обработке: прокатка в фольгу, прессованию, полировке, ковке. Это свойство олово используется в производстве паяльных паст, красок. При обычных стандартных условиях олово устойчиво благодаря плотной, прочной пленке оксидов на его поверхности. При взаимодействии олова с серной кислотой образуется двухвалентный сульфат олова, который находит применение при гальваническом лужении.

Хлорид олова  $\text{SnCl}_2$  применяют в химической и текстильной промышленности как аппаратуру для утяжеления шелковых тканей. Сплавы на основе олова используют в электротехнической промышленности. Важнейший материал для электроконденсаторов- станиоль; это почти чистое олово, превращенное в тонкие листы (доля других материалов в станиоле не превышает 5%). Особое значение для широкого использования олова имеет его способность образовать

вать сплавы практически со всеми элементами (металлами и металлоидами). Эти сплавы обладают малой температурой плавления (сплав олово-галлий). Припой, обладающие достаточной механической прочностью и электропроводимостью, баббит, латунь и бронза, типографические сплавы, белая жечь, применяемая при консервировании пищевых продуктов, фольга – таков неполный перечень оловянной продукции. С помощью диоксида олова можно получить красивую глазурь белого цвета. Молочно-белое стекло, которое стеклоделы называют «глухим» (световые лучи проходят через него, но видимости нет). Для удовлетворения потребностей различных отраслей промышленности в олове необходимо повысить извлечение его. Особенно из шламов, на которые приходится около 70% всех потерь при обогащении. Известно около 18 оловосодержащих минералов, представленных оксидами и силикатами. Сульфидами и сульфостаннатами, боратами, тантало-ниобатами и самородными сплавами (табл.5.1). Основная масса олова. Содержащегося в литосфере (0,004% масс), находится в виде касситерита и частично станина. Франкеит и суксит (гидрокасситерит) образуют значительные запасы олова в Боливии. Остальные минералы самостоятельно значения не имеют.

Таблица 5.1

**Минералы олова, имеющие промышленное значение**

Оловосодержащие минералы	Формула	Теоретическое содержание Sn, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса
Касситерит	SnO <sup>2</sup>	78,77	7,1...7,2	6...7
Станнин	Cu <sub>2</sub> S·FeS ·SnS <sub>4</sub>	26,6	4,3...4,5	3...4

В России и зарубежом производство олова осуществляется исключительно за счет добычи и переработки касситеритовых руд и россыпей. В природном касситерите содержится до 5...6 % железа, до 9% пентаоксида тантала и ниобия (преимущественно в касситеритах пегматитовых месторождений), десятые, сотые и тысячные доли процента титана, марганца, индия, свинца, кремния, алюминия, магния, бора, ванадия, хрома, никеля, кобальта, меди, цинка, кальция, мышьяка, сурьмы, стронция, молибдена, висмута, кадмия, гафния и даже платины. Изоморфные примеси железа изменяют физико-химическую характеристику касситерита, его параметры кристаллической решетки и флотационные свойства. Сопутствующие касситериту минералы представлены в таблице 5.2.

Таблица 5.2.

## Сопутствующие минералы

Минералы	Формула	Теоретическое содержание %	Плотность г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса
Кварц	SiO <sub>2</sub>	46,6Si	2,6	7
Полевые шпаты	K[AlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> ]	16,9K <sub>2</sub> O	2,5...2,6	6...6,5
Ортоклаз (микролин)		18,4 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Альбит	Na[AlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> ]	64,8 SiO <sub>2</sub>	2,6...2,8	6...6,5
Анортит	Ca[Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> ]	10,8 Na <sub>2</sub> O	2,6...2,8	6...6,5
		19,4 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
		69,8 SiO <sub>2</sub>		
		20,1 CaO		
		36,6 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
		43,3 SiO <sub>2</sub>		
Турмалин	(Na,Ca)(Mg,Fe) <sub>3</sub> Al <sub>6</sub> [Si <sub>6</sub> O <sub>18</sub> ][BO <sub>3</sub> ] <sub>3</sub> (OH) <sub>4</sub>	≤27,0 Fe ≤23,0 Al ≤5,0 B ≤44,0SiO <sub>2</sub>	2,9...3,2	7...7,5
Лимонит (Гетит)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ·nH <sub>2</sub> O	89,9 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 10,1H <sub>2</sub> O	4,3	5...5,5
Флюорит	CaF <sub>2</sub>	51,3Ca 48,7 F	3,2	4
Хлорит	(Mg, Fe <sup>2+</sup> , Fe <sup>3+</sup> ) <sub>6</sub> [AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> ](OH) <sub>8</sub>			
Кальцит	CaCO <sub>3</sub>	56,0 CaO 44,0 CO <sub>2</sub>	2,6...2,8	3
Слюды	K(Mg,Fe) <sub>3</sub> [AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> ](OH,F) <sub>2</sub>	< 9,4 K <sub>2</sub> O	3...3,1	2...3
Биотит		< 28,3 MgO < 27,8 FeO <20,6 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ≤31,7 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Вермикулит	(Mg,Fe) <sub>3</sub> [AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> ](OH) <sub>2</sub> -4H <sub>2</sub> O	< 23 MgO < 2,5 FeO < 17 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> < 13 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> < 42 SiO <sub>2</sub>	2,4...2,7	1...1,5
Мусковит	KAl <sub>2</sub> [AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> ](OH) <sub>2</sub>	11,8 K <sub>2</sub> O 38,5 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 45,5 SiO <sub>2</sub>	2,8...3,1	2...3

По запасам олова Россия занимает одно из ведущих мест в мире. Доля коренных месторождений в России составляет 85 %. Среднее содержание олова в

коренных месторождениях колеблется от 0,3...0,5 % (касситерит-кварцевая формация), 0,5... 1,0 (касситерит-сульфидная) до 0,2...0,3 % (некоторые месторождения пегматитовой и касситерит-кварцевой формации). Промышленное содержание олова в россыпях 0,015...0,020 %. Коренные оловорудные месторождения подразделяются на пегматитовые, кварцево-касситеритовые, сульфидно-касситеритовые и переходные от кварцево-касситеритовых к сульфидно-касситеритовым. Пегматитовые месторождения встречаются в России (Забайкалье), Казахстане, Африке, Канаде и др. Мировая добыча олова из руд пегматитовых месторождений составляет около 3 %. Месторождения кварцево-касситеритового типа широко распространены в России (Дальний Восток, Забайкалье), Чехии, Германии, Малайзии, Австралии, Нигерии, Южном Китае. Месторождения этого типа служат источником образования россыпей, как и пегматитовые месторождения. Мировая добыча олова из них 17 %. Кроме кварца и касситерита, в них присутствуют турмалин, полевые шпаты, слюда, вольфрамит, берилл, топаз и др. Касситерит имеет неравномерную вкрапленность в кварце. Месторождения сульфидно-касситеритового типа (мировая добыча олова из них составляет 55,3 %) имеют большое значение в добыче олова из коренных руд. Касситерит ассоциирует с сульфидами различных металлов (пиритом, халькопиритом, сфалеритом, галенитом и др.). Общее содержание сульфидов в руде может достигать 70...90%. Из нерудных минералов присутствует кварц, турмалин, карбонаты, железистые хлориты. Основным признаком месторождений сульфидно-касситеритового типа является высокое содержание железа и серы, сложность минерального состава и очень тонкая вкрапленность касситерита (размеры его зерен 0,001 мм и меньше). Сульфидно-касситеритовые руды трудно обогатимы из-за высокого содержания в них сульфидов железа, свинца, цинка, плотность которых близка к плотности касситерита, что затрудняет разделение их гравитационными методами обогащения. Месторождения переходного типа распространены в России, Австралии, Боливии, Мьянме. Наиболее легкообогатимые руды – это руды пегматитовой формации. Качество оловянных (касситеритовых) концентратов зависит от типа перерабатываемых руд и россыпей. Наиболее богатые концентраты, содержащие до 70 % и более олова, получают из богатых россыпей. При переработке сложных оловянных руд получают 10... 12 %-ные концентраты, которые подвергаются доводке на Новосибирском оловокомбинате по развитой схеме обогащения. Для сложных промпродуктов, содержащих 2,5... 10 % олова, рекомендуется применять методы хлорирования или возгонку с последующей переработкой возгонов на металлическое олово.

Согласно отраслевому стандарту (табл. 5.3) оловянные концентраты подразделяются на четыре марки: КО - пригодные для плавки на черновое олово первого сорта; КОЗ - (зернистый) для доводки на доводочных фабриках; КОШ (шламовый) для плавки на черновое олово второго сорта или фьюмингование;

КОС (свинцовистый) для плавки на черновой свинцовисто-оловянный сплав или фьюмингование. Содержание влаги в концентратах марок КО, КОЗ и КОС-1 в должно превышать 1 %, во всех других сортах марок КОШ КОС - 3 %. В оловянных концентратах марки КОЗ, получаемых в коренных месторождений, максимальный размер частиц не до жен превышать 3,2 мм, а для концентратов россыпных месторождений - 6 мм.

Таблица 5.3

**Технические требования к оловянным концентратам при обогащении оловянных руд и россыпей**

Марка (сорт)	Содержание олова не менее, %	Содержание примесей не более, %						
		свинец	мышьяк	сера	медь	цинк	фтор	Триоксид вольфрама
КО-1	60		0,3	0,3	Не нормируются			
КО-2	45	2	0,3	0,3	То же			
КОЗ-1	30	2	10					
КОЗ-2	15	2	10					5
КОШ-1	15	2	2					5
КОШ-2	8	2	1,5					5
КОШ-3	5	2	0,5					5
КОС-1	15	3	2					5
КОС-2	8	5	1,5					5
КОС-3	5	5	0,5					5
				Не нормируются То же				
				8	0,5	3 3	—	
				8	0,5			
				Не нормируются				
				15	0,5		0,5	
				15	0,5		0,5	
				Не нормируются				0,5

Содержание шламовых фракций - 0,074 мм в концентратах марки КОЗ не должно превышать 12 %. Смешивание зернистых гравитационных концентратов со шламовыми гравитационными или флотационными концентратами не допускается. Концентраты марки КО поступают непосредственно в плавку без предварительного обжига или выщелачивания. Концентраты сортов КОШ-1 и КОС-1 направляются на обжиг и затем на плавку или при содержании мышьяка и серы < 0,5 % каждой примеси - непосредственно на плавку (без обжига).

Концентраты сортов КОС-1 и КОС-2 в зависимости от содержания примесей (серы, меди, цинка и др.) направляют на плавку или на фьюмингование после предварительного обжига для удаления мышьяка. Если содержание мышьяка в концентратах не превышает 0,5 %, обжиг их не производится. Концентраты сортов КОШ-3 и КОС-3 поступают на обжиг для удаления мышьяка, а затем на фьюмингование. Основным процессом переработки оловянных руд и россыпей является гравитация. Касситерит - очень хрупкий минерал, поэтому в процессе обогащения руды на винтовых сепараторах, отсадочных машинах, концентрированных столах образуется много шламов (-0,1+0 мм), из которых необходимо извлечь олово. Одним из очень сложных вопросов является флотационное извлечение касситерита из тонких шламов из-за близости физико-химических-свойств касситерита и турмалина. Из руд простого минерального состава касситерит легко флотируется жирно-кислотными собирателями или их производными (0,5... 1,5 кг/т), основным недостатком которых является малая селективность и высокая чувствительность к ионному составу пульпы. В качестве депрессора минералов вмещающей породы применяют жидкое стекло (0,5... 1,2 кг/т). Флотационный концентрат со держит 8... 12% олова. Применение реагента Аэрозоль-22 (Аспа рал-Ф) из класса сульфокциаматов при флотации руд простого ее става при расходе 0,6...0,9 кг/т позволяет получать 12... 18 %-ные концентраты. Для руд сложного состава, содержащих значительное количество турмалина, гидроксидов железа, в качестве собирателей касситерита применяют более селективные реагенты: гидроксамовые, фосфоновые и арсоновые кислоты, производные сульфоянтарной кислоты, укцинаматы. Флотация касситерита комплексобрующим реагентом ИМ-50, представляющим собой натриевые соли гидроксамовых кислот, осуществляется в щавелевокислой среде (рН 2,0...2,5) и позволяет получить 10... 12 %-ные оловяниш концентраты. Но в присутствии минералов железа, особенно ломонита, показатели процесса резко ухудшаются, появляется обильная трудноразрушаемая пена. Добавка к ИМ-50 изоспиртов С<sub>12</sub>-С<sub>16</sub> (Эксол-Б) улучшает флотацию. Непременным условием успешной флотации касситерита из р любого минерального состава является необходимость обесшламливания по классу 10... 15 мкм, поскольку шламы значительно снижают извлечение касситерита. Если в исходных шламах присутствуют сульфиды и оксиды тяжелых цветных металлов, то перед флотацией касситерита их извлекают в отдельный продукт. На рис. 5.2-5.3 представлены технологические схемы извлечения касситерита из шламов гравитационного обогащения.

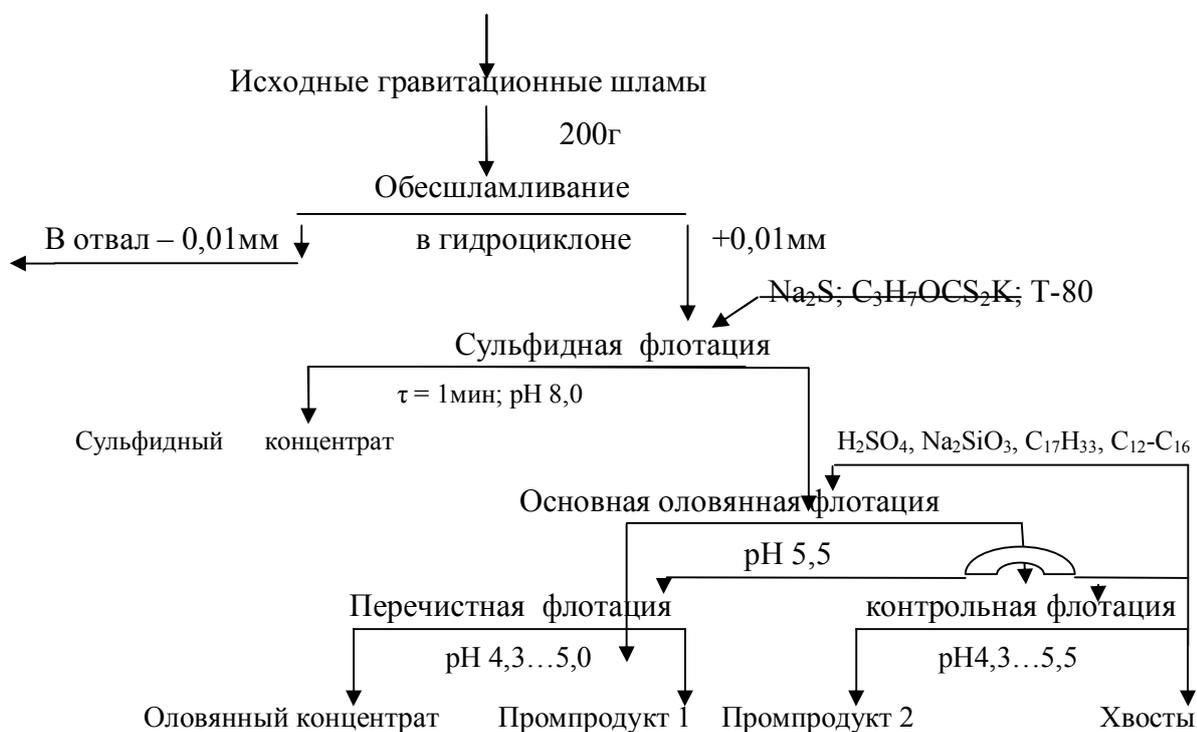


Рис.5.1. Схема флотации шламов гравитационного обогащения оловянных руд с применением олеиновой кислоты или олеата натрия

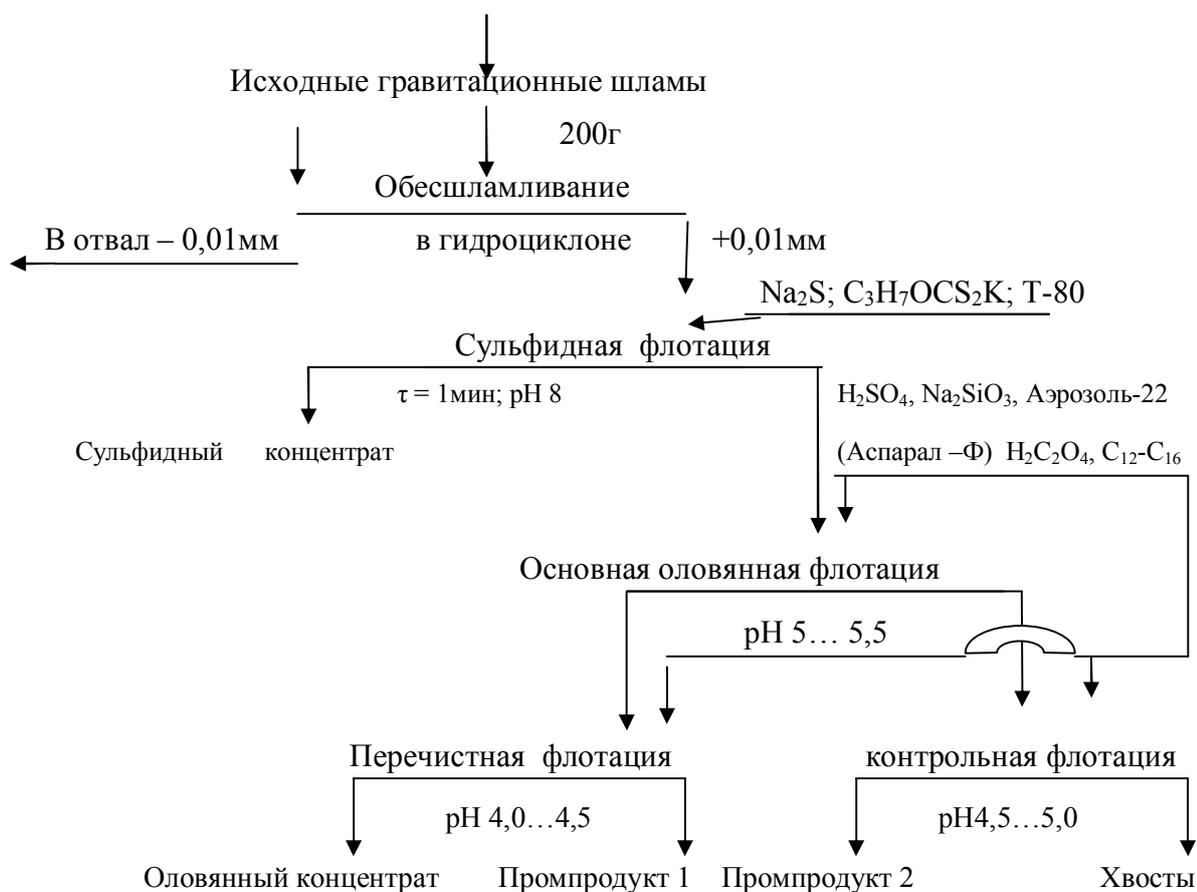


Рис.5.2. Схема флотации шламов гравитационного обогащения оловянных руд с применением Аэрозоля -22 или Аспарала-Ф

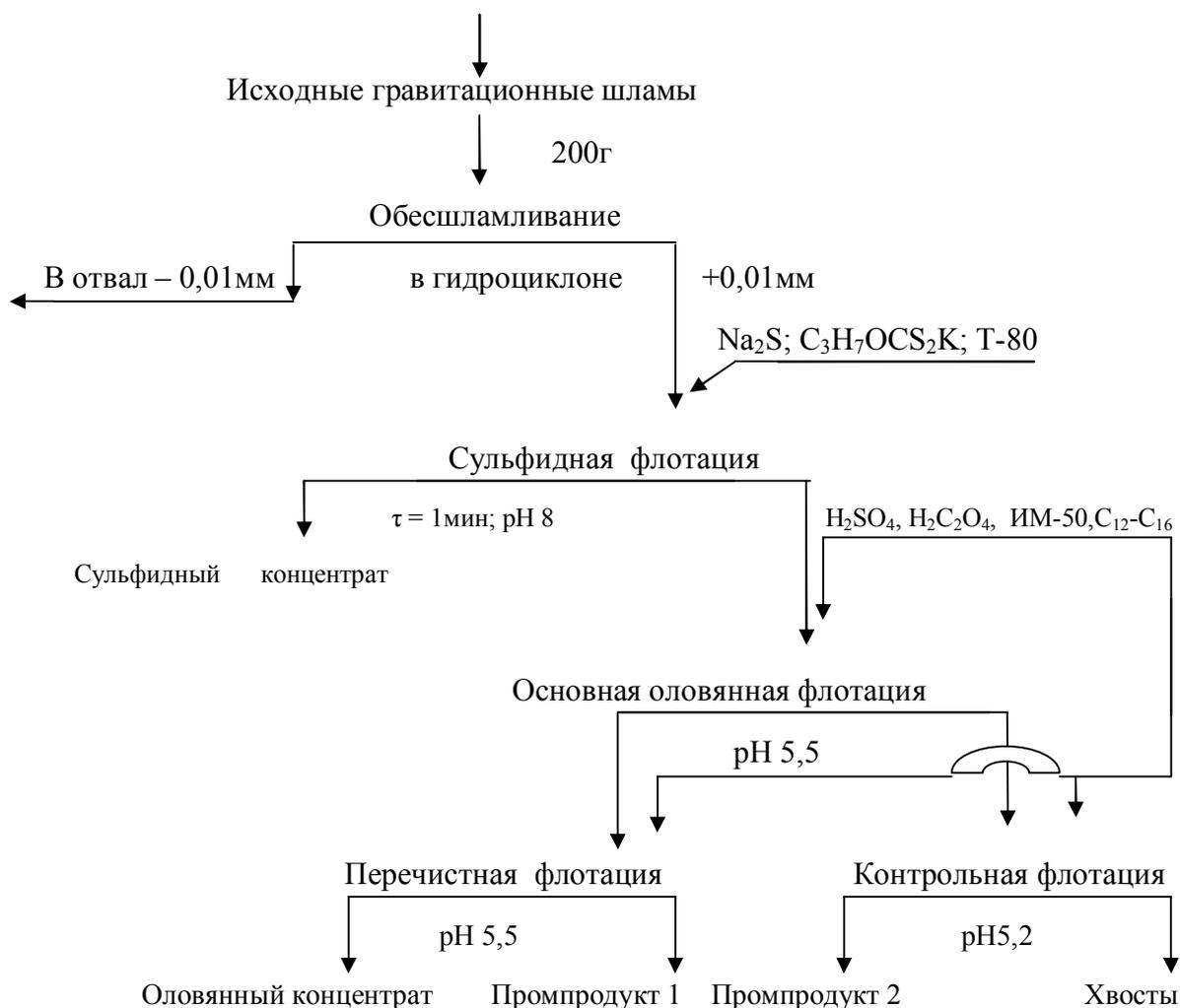


Рис.5.3. Схема флотации шламов гравитационного обогащения оловянных руд с применением ИМ-50

### Описание установки

Флотацию осуществляют в однокамерных лабораторных флотомашинах 187<sup>В</sup>-ФЛ, 136<sup>В</sup>-ФЛ, 189 ФЛ-Г, последняя имеет камеры объемом 0,05; 0,1; 0,3 л (табл. 5.4).

Таблица 5.4

### Техническая характеристика флотомашин

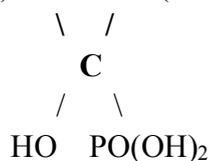
Основные параметры	Марки флотомашин	
	187 <sup>В</sup> -ФЛ	136 <sup>В</sup> -ФЛ
Полезный объем камеры, л	0,5	1,0
При отношении Т : Ж = 1:2	4,5	9,0
Максимальное поступление воздуха, л/мин	45	55
Диаметр импеллера, мм	2590	2100
Частота вращения импеллера, об/мин	2340	1900
	2130	1700
Частота вращения пеногона, об/мин	12 и 8	12 и 8

В работе используются: Для измерения рН пульпы ионометр лабораторный Н-160 М. Флотореагенты: *Собиратели*:

- олеиновая кислота (C<sub>17</sub> H<sub>33</sub>COOH) или
- олеат натрия (C<sub>17</sub> H<sub>33</sub> COONa);
- ксантогенат бутиловый (C<sub>4</sub> H<sub>9</sub> OCS<sub>2</sub> K) или
- ксантогенат изопропиловый (C<sub>3</sub> H<sub>7</sub> OCS<sub>2</sub> K);
- ИМ-50 О натриевая соль гидроксамовых кислот;

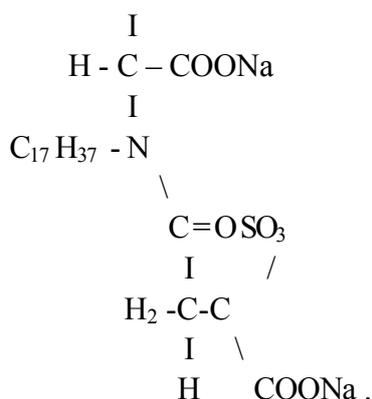


- Флотоол 7,8 (ОДФК) H<sub>15</sub> C<sub>7</sub> PO(OH)<sub>2</sub>



α-оксиокталиден -1,1 - дифосфоновая кислота (400 г/т; рН 4,0);

- первичные амины RNH<sub>3</sub>Cl, где R – C<sub>14</sub> H<sub>29</sub> ;
- изоспирты (реагент Эксол-Б) с длиной углеводородного радикала C<sub>12</sub> ,-C<sub>16</sub>;
- Аэрозоль-22 (Аспарал-Ф) - тетранатриевая соль сульфоянтарной и аспаргиновой кислот H<sub>2</sub> - C - COONa



*Пенообразователи - Т-80. Модификаторы*

- сернистый натрий (Na<sub>2</sub>S);
- щавелевая кислота (H<sub>2</sub> C<sub>2</sub> O<sub>4</sub> );
- серная кислота (H<sub>2</sub> SO<sub>4</sub> );
- жидкое стекло (Na<sub>2</sub> SiO<sub>3</sub>);
- кремнефтористый натрий (Na<sub>2</sub> SiF<sub>6</sub>);
- гексаметафосфат (Na<sub>6</sub>P<sub>6</sub> O<sub>18</sub>).

### **Порядок проведения работы и указания по охране труда**

Составить схему флотации оловянных шламов; выбрать реагентный режим и рассчитать необходимое количество реагентов для каждой операции (Приложение 2).

Провести обесшламливание по классу - 0,010 + 0 мм в стеклянном сосуде

два раза по 5 и 3 мин в зависимости от степени отстаивания.

Провести флотацию сульфидов во флотомашине с объемом камеры 0,5 л в течение 1 мин.

В этой же флотомашине сфлотировать касситерит, обратив особое внимание на порядок подачи реагентов и соблюдение определенного значения рН пульпы. Перечистную флотацию из-за небольшого выхода концентрата провести во флотомашине с объемом камеры 0,2 и 0,3 л.

Продукты флотации (сульфидный, оловянный концентраты и два промпродукта) высушить и отобрать пробу для химического анализа на содержание в них олова.

При выполнении работы необходимо соблюдать следующие правила техники безопасности:

- работать в спец халатах;
- соблюдать осторожность при работе с сернистым натрием и серной кислотой. Отбирать реагенты только с помощью мерных цилиндров, пипетки с резиновой грушей или шприцем;
- избыток отобранного реагента не сливать обратно в колбу во избежание порчи химического реактива;
- хвосты флотации не выливать в раковину.

### Обработка результатов

Рассчитать технологические показатели и оформить их в виде таблицы баланса металлов (табл. 5.5).

Таблица 5.5

#### Баланс металлов

Продукты	Выход		Содержание	Извлечение
	г	%		
Сульфидный концентрат				
Оловянный концентрат				
Промпродукт 1				
Промпродукт 2				
Хвосты				
Исходные гравитационные шламы				

#### Отчет по работе

Отчет должен содержать:

- название и цель работы;
- краткое теоретическое введение;
- схему флотации с указанием реагентного режима, расхода реагентов для каждой операции и значение рН пульпы в операциях флотации;
- расчет баланса металлов;

- ВЫВОДЫ.

### **Библиографический список**

1. Польшкин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов. – М.: Недра, 1983. – С.283-330.
2. Польшкин С.И., Лаптев С.Ф. Обогащение оловянных руд и россыпей. – М.: Недра, 1974. С. 345-377
3. Польшкин С.И. Флотация руд редких металлов и олова. – М.: Госгортехнадзор, 1960. С. 161-167.

### **Контрольные вопросы**

1. Назовите типы оловянных руд и основные промышленные минералы олова.
2. Какие схемы применяют для обогащения оловянных руд различного вещественного состава?
3. Назовите сопутствующие касситериту минералы вмещающей породы. Какие из них наиболее близки по своим флотационным свойствам к касситериту?
4. Дайте обоснование последовательности проведения операций в выбранной схеме.
5. С какой целью проводится обесшламливание?
6. Назовите реагенты-собиратели для флотации касситерита и модификаторы процесса

### **Лабораторная работа №6**

#### **ФЛОТАЦИЯ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ**

##### **Цель работы**

Провести измельчение и флотацию флюоритовой руды в соответствии со схемой и реагентным режимом. Рассчитать баланс металлов, проанализировать полученные результаты и сделать выводы.

##### **Теоретические сведения**

Флюорит ( $\text{CaF}_2$ ) - основной промышленный минерал, содержащий фтор.

Фтор (F) - элемент VII группы периодической системы. Распространенность его в земной коре составляет 6,610 %. Он относится к семейству галогенов, имеет отрицательную валентность, равную 1<sup>-</sup>, но в отличие от прочих гало-

генов, фтор не может проявлять положительную валентность. Фтор обладает необычайной реакционной способностью и образует соединения почти со всеми элементами. В переводе с греческого фтор означает «разрушающий», он очень токсичен, работа с ним и его соединениями требует большой осторожности. В то же время фтор необходим живому организму. В состав зубов входит до 0,02 % фтора, нехватка его приводит к кариесу зубов. Фтор находит широкое применение при синтезе различных медицинских препаратов. Фторорганические соединения успешно применяются для лечения щитовидной железы, хронических форм диабета и рака, а также как обезболивающие средства.

Широко применяются соединения фтора в холодильных установках и кондиционерах в виде газа фреона  $\text{CF}_2\text{Cl}_2$  с температурой плавления  $155^\circ\text{C}$ . Очень перспективными материалами являются фторсодержащие пластмассы, например, фторопласт-4 (тефлон), которые нашли применение в химической, авиационной, электротехнической, атомной, холодильной, пищевой, фармацевтической промышленности и медицине благодаря химической и термической устойчивости, небольшой плотности, низкой влапопроницаемости. В ядерной технике фтористый водород используется при получении тетрафторида урана  $\text{UF}_4$ , а затем - металлического урана. Процессы производства таких важных для ядерной техники материалов, как торий, бериллий и цирконий, также включают в себя фазы получения фтористых соединений этих элементов. В настоящее время флюорит является экономически и стратегически важным видом минерального сырья и применяется в химической промышленности, являясь сырьем для получения криолита, используемого в металлургии алюминия. Природный минерал криолит ( $\text{Na}_3\text{AlF}_6$ ) встречается редко. В промышленности применяют искусственный криолит, который получают взаимодействием плавиковой кислоты с глиноземом и содой. Расплавленный криолит хорошо растворяет глинозем и употребляется в качестве плавня при электролитическом получении алюминия. Флюорит применяется также в качестве флюса в металлургии для получения легкоплавких шлаков, шлаки плавки становятся текучими и легко удаляются. Потому-то за минералом и утвердилось название «флюорит», что в переводе с латинского означает «текучий». Флюорит используется в стекольной, керамической, химической отраслях промышленности. Является сырьем для получения плавиковой кислоты. Прозрачная белая разновидность плавикового шпата называется оптическим флюоритом; из него делают линзы для оптических приборов ночного видения. Поверхность Марса, покрытая метеоритными и вулканическими кратерами, была сфотографирована с космических аппаратов с помощью объективов из оптического флюорита. Для изготовления магнитофонной ленты тоже нужен флюорит, поскольку сама лента делается из фторопласта. Снижающий температуру в холодильных установках фреон получен на основе переработки фтористых соединений. Флюорит входит в группу полярных несulfидных минералов с щелочноземельными катионами - каль-

цием, магнием, стронцием и барием. К ним можно отнести, помимо флюорита, кальцит, апатит, фосфаты, барит  $BaSO_4$ , шеелит, повеллит, магнезит  $MgCO_3$ , доломит  $Ca, Mg(CO_3)_2$  и др. Ясно выраженный ионный характер связи в кристаллической решетке этих минералов обуславливает их высокую химическую активность по отношению к собирателям анионного типа. Причем ни ксантогенаты, ни дитиофосфаты не являются собирателями этих минералов, так как при взаимодействии с катионами щелочноземельных металлов образуют хорошо растворимые в воде соединения. Анионные собиратели с карбоксильной группой (органические жирные кислоты и их мыла) образуют весьма труднорастворимые соединения с щелочноземельными катионами и являются хорошими собирателями для минералов данной группы. Ввиду близости флотационных свойств минералов со щелочноземельными катионами их селективное разделение затруднительно. Особенно трудно селективно сфлотировать минералы с одинаковыми катионами в кристаллической решетке (например, флюорит и кальцит, флюорит и шеелит, кальцит и шеелит и др.). Флюорит (плавиковый шпат) был открыт немецким ученым Г. Агриколой (1494-1555) и назван им «горным цветком». Флюорит содержит 51,2 % Ca и 48,8 % F. Его плотность 3,0...3,2 г/см<sup>3</sup>. Флюорит флотируется жирнокислотными собирателями и их мылами, алкилсульфатами, алкилсульфонатами и катионными реагентами. Для отделения флюорита от кварца с помощью олеиновой кислоты пульпа пропаривается при 80 °С в присутствии соды. Депрессором кварца является жидкое стекло. Селективная флотация кальцито-флюоритовых руд представляет сложную задачу. При флотации флюорита олеиновой кислотой кальцит может быть депрессирован солями некоторых тяжелых металлов, например нитратом хрома, действие которого эффективно при pH 7,4, а также таннином, квебрахо и другими дубильными веществами. Избирательность воздействия жидкого стекла может быть резко увеличена, если совместно с жидким стеклом в пульпу вводить растворимые соли алюминия. Полученный концентрат содержит > 95 % флюорита при высоком его извлечении. Соли алюминия увеличивают избирательность действия жидкого стекла на частицы разделяемых минералов, при этом флюорит активно флотируется, а кальцит - подавляется. Опыты показали, что сульфат и нитрат алюминия действуют при флотации одинаково и, следовательно, их действие связано исключительно с самим алюминием и не зависит от состава аниона соли. Разработан реагентный режим флотации кальцито-флюоритовых руд Аурахматского месторождения, предусматривающий применение едкого натра или соды, жидкого стекла, соли алюминия, олеиновой кислоты, соснового масла и, в некоторых случаях, декстрина. Щелочь снижает жесткость воды и удаляет из жидкой фазы пульпы ионы железа, активирующие кварц. После щелочи загружают жидкое стекло, депрессирующее кварц, кальцит и частично флюорит. Соль алюминия снижает депрессию флюорита жидким стеклом и тем самым улучшает условия селективного разделения флюори-

та и кальцита. Если в руде, кроме флюорита, кальцита и кварца, присутствует барит, необходимо применение декстрина, тем более, что этот реагент активизирует флотацию флюорита. Замена олеиновой кислоты мылом и исключение из числа применяемых реагентов декстрина и жидкого стекла ухудшают флотацию флюорита. Оптимум флотации флюорита олеиновой кислотой в присутствии соды соответствует нейтральной среде. Хорошими собирателями флюорита являются первичные амины. Как катионные реагенты они взаимодействуют с анионной группой минерала и могут эффективно разделять флюорит и минералы с катионом кальция. Флюорит встречается также в месторождениях свинцово-флюоритовых руд, цинково-флюоритовых. Из этих руд получают флюоритовые концентраты с содержанием флюорита 96,6...98,6 % при извлечении > 92 %. Требования металлургов и химиков, предъявляемые к качеству флюоритового концентрата, очень высоки, а именно: содержание > 89 %  $\text{CaF}_2$  и < 1 %  $\text{SiO}_2$ . Это легче всего достигается флотацией, что подтверждается работой флотационных фабрик Урала.

### **Описание установки**

Используются те же аппараты, что и в предыдущих лабораторных работах. Для флотации предложена флюоритовая руда Эгитинского месторождения, представленная на 50 % флюоритом, на 45 % полевыми шпатами, кварцем и слюдой, на 5 % кальцитом и доломитом. Применяют следующие реагенты: Собиратели - олеиновая кислота  $\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{COOH}$ . Пенообразователи - Т-80. Модификаторы

- сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ );
- сода ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ );
- жидкое стекло ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ).

Порядок проведения работы и указания по охране труда

Составить схему флотации флюоритовой руды, выбрать реагентный режим и рассчитать необходимое количество реагентов для каждой операции (см. рисунок, Приложение 3). Измельчить пробу руды (200 г) в шаровой мельнице при соотношении Т:Ж:Ш = 1:0,5:6, в течение 12 мин.

Флюоритовую флотацию и контрольную провести во флотомашине с объемом камеры 0,5 л, перечистную - в камере объемом 0,3 л. Расчет реагентов в операции перечистой флотации произвести на 150 г. Флюоритовый концентрат и промпродукт высушить, взвесить и отобрать пробу для химического анализа на содержание флюорита. При выполнении работы необходимо соблюдать правила техники безопасности, изложенные в лабораторной работе 2.

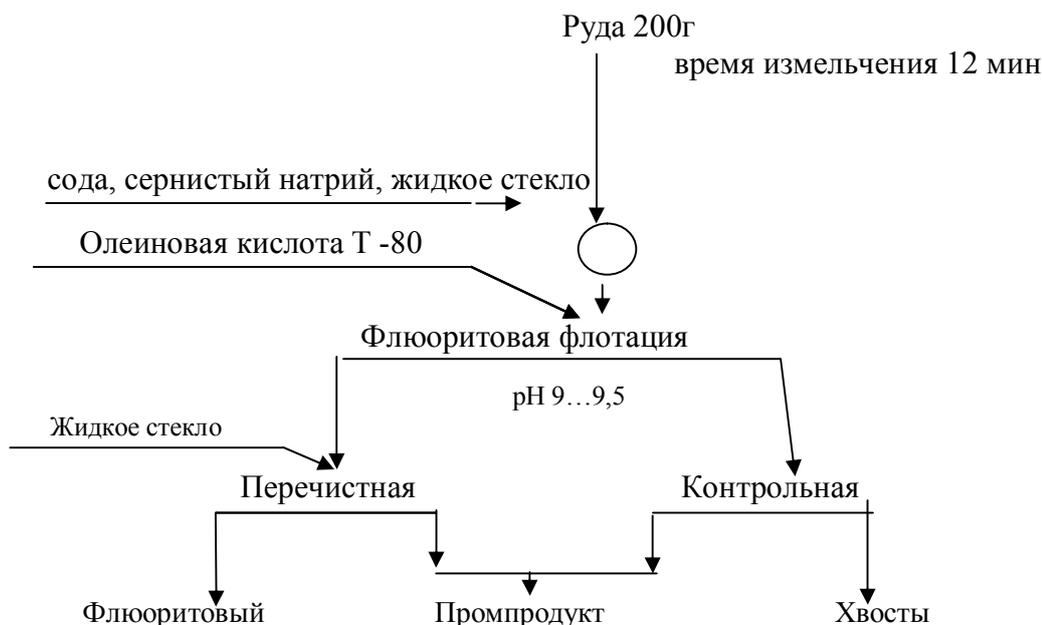


Рис.6.1. Схема флотации флюоритовой руды

### Обработка результатов

Рассчитать технологические показатели процесса и представить их в виде таблицы. 6.1

Таблица 6.1.

#### Баланс металлов

Продукты	Выход		Содержание флюорита, %	Извлечение флюорита, %
	г	%		
Флюоритовый концентрат				
Промпродукт				
Хвосты				
Исходная руда				

### Библиографический список

1. Бергрер Г.С. Флотируемость минералов. – М.: Госгортехиздат, 1962. С. 139-151.
2. Глембоцкий В.А., Классен В.К., Плакат И.И. Флотация. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1961. С. 499-510.

### Контрольные вопросы

1. Какие минералы относятся к группе полярных несulfидных минералов?
2. Каким образом можно отделить флюорит от сопутствующих минералов?
3. Какие реагенты и с какой целью применяются при флотации флюорита?
4. Назовите требования, предъявляемые к флюоритовому концентрату.

## Приложения

### Приложение 1

#### Расход реагентов для лабораторной работы 3

Операции и реагенты	Расход реагентов, кг/т руды			
	1	2	3	4
Измельчение				
Сода	1,8	1,9	2,0	2,2
Керосин	0,015	0,020	0,025	0,30
Медно-молибденовая флотация				
Сода	1,0	0,8	0,5	0,5
Ксантогенат	0,050	0,060	0,070	0,080
Т-80	0,050	0,050	0,050	0,050
Пропарка				
Сернистый натрий	0,5	-	-	-
Сода	0,15	-	-	-
Жидкое стекло	0,40	0,4	-	-
Известь	-	1,0	-	-
Молибденовая флотация				
Цианид	-	-	0,1	-
Керосин	0,020	0,020	0,020	0,020
Медная флотация				
Известь	-	-	-	6,0
Крахмал	-	-	-	0,050
Ксантогенат	-	-	-	0,080
Т-80	-	-	-	0,050

### Приложение 2

#### Расход реагентов для лабораторной работы 5

Операции и реагенты	Расход реагентов, кг/т руды			
	1	2	3	4
Сульфидная флотация				
Сернистый натрий	0,09	0,1	0,11	0,12
Ксантогенат	0,1	0,08	0,07	0,06
Т-80	0,08	0,07	0,06	0,05
Основная оловянная флотация				
Серная кислота	до значения указанного в схеме рН			
Жидкое стекло	1,2	1,0	1,0	-
Щавелевая кислота	-	0,05	0,05	0,05
Олеиновая кислота	0,6	-	-	-
Аэрозоль -22	-	0,5	-	-
Аспаргал -Ф	-	-	0,05	-
ИМ-50	-	-	-	0,4
Изоспирты (Эксол-Б)	0,6	0,25	0,50	0,1
Перечистная и контрольная	½ от расхода реагентов в основную флотацию			

### Приложение 3

#### Расход реагентов для лабораторной работы 6

Операции и реагенты	Расход реагентов, кг/т руды				
	1	2	3	4	5
Измельчение					
Сода	1,0	1,25	1,3	1,4	1,5
Сернистый натрий	0,5	0,55	0,6	0,65	0,7
Жидкое стекло	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7
Флюоритовая флотация					
Олеиновая кислота	0,4	0,45	0,5	0,6	0,7
T-80	0,01	0,015	0,02	0,025	0,03
Перечистная флюоритовая флотация					
Жидкое стекло	0,1	0,15	0,2	0,3	0,35
Олеиновая кислота	0,2	0,23	0,25	0,3	0,35
Контрольная флотация					
Олеиновая кислота	0,2	0,23	0,25	0,3	0,35

В таблице представлены формулы теоретическое содержание тяжелых металлов в минералах также плотность минералов.

### Приложение 4

Элемент.	Название минерала.	Формула.	Теорет. со- держан. Ме- талла %.	Плотность ми- нерала. г/см <sup>3</sup> .
Кобальт	Гимальтин	Co As <sub>3</sub>	28,23	6,4 – 6,8
	Саффорит	Co As <sub>2</sub>	28,23	7,2 - 7,4
	Кобальтин	(Co,Fe) As S	35,4	6,0 - 6,5
	Кобальтовый колчедан	( Co,Ni) <sub>3</sub> S <sub>4</sub>	57,96	4,8 - 5,8
Свинец	Галенит	PbS	86,6	7,5
	Бурнонит	Pb Cu Sb S <sub>3</sub>	42,5	5,8
	Буланжерит	Pb <sub>5</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>11</sub>	55,4	6,2
	Джемсонит	Pb <sub>5</sub> Fe Sb <sub>6</sub> S <sub>14</sub>	40,16	5,6
Сурьма	Антимонит	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	71,4	4,5 - 4,6
	Бертьерит	Fe Sb <sub>2</sub> S <sub>4</sub>	29,2	4,5 - 4,6
	Тетраэдрит	Cu <sub>12</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	25,7	4,4 - 5,4
	Буланжерит	Pb <sub>5</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>11</sub>	35,39	6,2

	Джемсонит	$Pb_4 Fe Sb_6 S_{14}$		5,6
	Кермезит	$Sb_2 S_2O$		4,6
Медь	Самародная медь,	Cu.	100	8,5 – 9,0
	Халькозин	$Cu_2S$	79,8	5,5 – 5,8
	Ковеллин	$CuS$	66,5	4,6 - 4,7
	Халькопирит	$Cu Fe S_2$	34,6	4,2
	Борнит	$Cu_5 Fe S_4$	63,3	4,9 - 5,5
	Энардит	$Cu_3 As S_4$	48,3	4,4 – 4,5
Медь зона окисления	Куприт	$Cu_2O$	88,8	5,8 -6,15
	Малахит	$Cu_2 [CO_3] [OH]_2$	57,5	4,0
	Азурит	$Cu_2 (CO_3)_2 (OH)_2$	55,3	3,8
	Хризоколла	$CuSO_3 \cdot nH_2O$	40,4	2,0-2,3
	Брошантит	$Cu_4 [SO_4 ] [OH]_6$	56,2	3,8-3,9
Никель	Никелин	$NiAs$	43, 92	8,0
	Хлоантит	$NiAs_3$	28 ,14	6,2 -7,2
	Петландит	$(Fe,Ni)_9S_8$	34 ,22	4,5 -5,0
	Гарниерит	$(Ni Mg)_4 [ Si_4 O_{10} ] \cdot (OH)_4 \cdot 4H_2O$		2,3 -2,8
	Ревдинксит	$(Ni Mg)_6 [ Si_4 O_{10} ] (OH)_8$		2,5 -3,2
Олово	Касситерит	$Sn O_2$	78,7	6,8- 7,1
	Станин	$Cu_2 Fe Sn S_4$	27,6	4,3 - 4,5
	Цилиндрит	$Pb_3 Sn_4 Sb_2 S_{14}$	24,8	5,5
	Тиллит.	$PbSnS_2$	30,51	6,4

