



СИБИРСКИЙ
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

SIBERIAN
FEDERAL
UNIVERSITY

Электронный учебно-методический комплекс

Технология обогащения руд цветных металлов

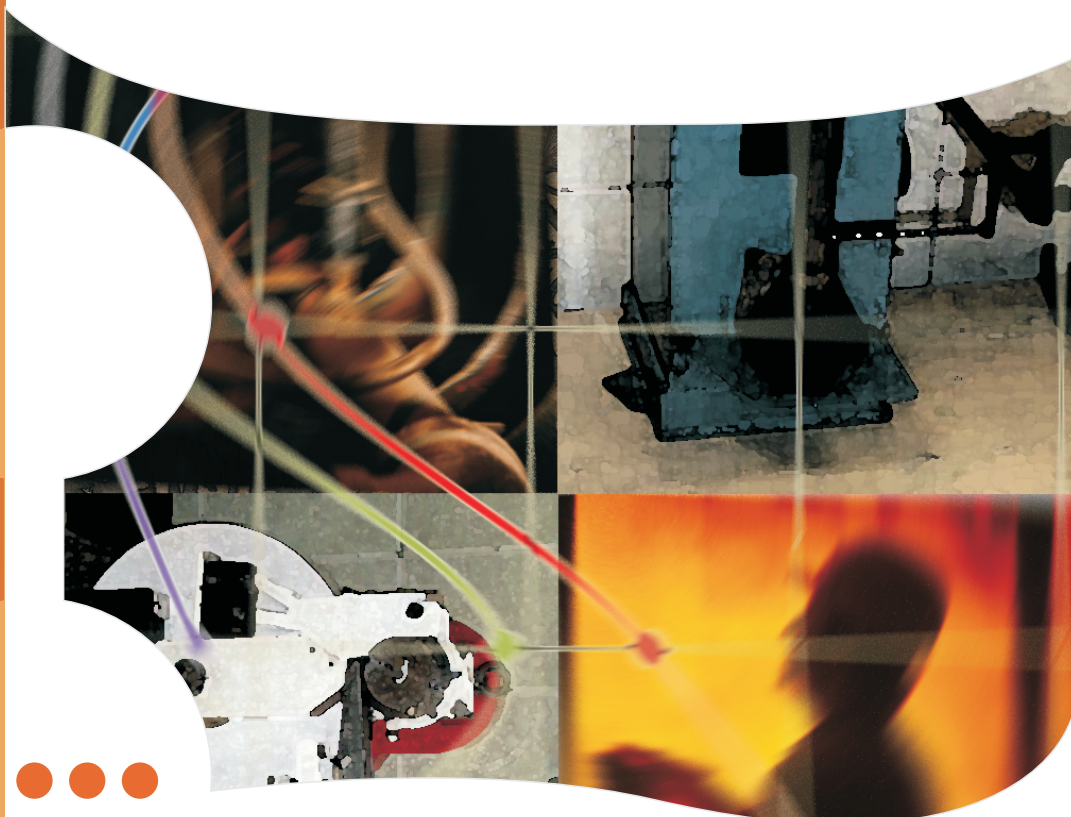
Учебная программа дисциплины

Конспект лекций

- **Лабораторный практикум**

Методические указания по самостоятельной работе

Банк тестовых заданий в системе UniTest



Красноярск
ИПК СФУ
2009

УДК 622.7(075)
ББК 33.4я73
А45

Электронный учебно-методический комплекс по дисциплине «Технология обогащения руд цветных металлов» подготовлен в рамках реализации Программы развития федерального государственного образовательного учреждения высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет» (СФУ) на 2007–2010 гг.

Рецензенты:

Красноярский краевой фонд науки;

Экспертная комиссия СФУ по подготовке учебно-методических комплексов дисциплин

Алгебраистова, Н. К.

А45 Технология обогащения руд цветных металлов [Электронный ресурс] : лаб. практикум / Н. К. Алгебраистова, А. А. Кондратьева. – Электрон. дан. (3 Мб). – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – (Технология обогащения руд цветных металлов : УМКД № 1820/1055–2008 / рук. творч. коллектива Н. К. Алгебраистова). – 1 электрон. опт. диск (DVD). – Систем. требования : *Intel Pentium* (или аналогичный процессор других производителей) 1 ГГц ; 512 Мб оперативной памяти ; 50 Мб свободного дискового пространства ; привод *DVD* ; операционная система *Microsoft Windows XP SP 2 / Vista* (32 бит) ; *Adobe Reader 7.0* (или аналогичный продукт для чтения файлов формата *pdf*).

ISBN 978-5-7638-1710-2 (комплекса)

ISBN 978-5-7638-1775-1 (лабораторного практикума)

Номер гос. регистрации в ФГУП НТЦ «Информрегистр» 0320902529 (комплекса)

Настоящее издание является частью электронного учебно-методического комплекса по дисциплине «Технология обогащения руд цветных металлов», включающего учебную программу дисциплины, конспект лекций, наглядное пособие «Технология обогащения руд цветных металлов. Презентационные материалы», методические указания по самостоятельной работе, контрольно-измерительные материалы «Технология обогащения руд цветных металлов. Банк тестовых заданий».

Даны методические рекомендации по выполнению лабораторных работ, приведен расширенный теоретический материал, указаны перечень контрольных вопросов и список литературы.

Предназначен для студентов направления подготовки специалистов 130400.65 «Горное дело» укрупненной группы 130000 «Геология, разведка и разработка месторождений полезных ископаемых».

© Сибирский федеральный университет, 2009

Рекомендовано к изданию
Инновационно-методическим управлением СФУ

Редактор Л. Г. Семухина

Разработка и оформление электронного образовательного ресурса: Центр технологий электронного обучения Информационно-телекоммуникационного комплекса СФУ; лаборатория по разработке мультимедийных электронных образовательных ресурсов при КрЦНИТ

Содержимое ресурса охраняется законом об авторском праве. Несанкционированное копирование и использование данного продукта запрещается. Встречающиеся названия программного обеспечения, изделий, устройств или систем могут являться зарегистрированными товарными знаками тех или иных фирм.

Подп. к использованию 30.11.2009

Объем 3 Мб

Красноярск: СФУ, 660041, Красноярск, пр. Свободный, 79

Оглавление

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ	5
ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	
ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ	6
ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ	9
Лабораторная работа 1. Обогащение сульфидной медно-пиритной руды с получением медного и пиритного концентратов	9
Краткие теоретические сведения	9
Материалы, приборы и оборудование	14
Порядок выполнения работы	15
Обработка результатов опытов	17
Контрольные вопросы и задания	17
Лабораторная работа 2. Обогащение сульфидно-окисленной медной руды методом флотации	18
Краткие теоретические сведения	18
Материалы, приборы и оборудование	21
Порядок выполнения работы	21
Обработка результатов опытов	22
Контрольные вопросы и задания	22
Лабораторная работа 3. Обогащение медно-молибденовой руды с получением коллективного медно-молибденового концентрата и разделением его сернистым натрием	23
Краткие теоретические сведения	23
Материалы, приборы и оборудование	31
Порядок выполнения работы	31
Обработка результатов опытов	33
Контрольные вопросы и задания	33
Лабораторная работа 4. Обогащение сульфидных медно-никелевых руд по коллективно-селективной схеме	33
Краткие теоретические сведения	33
Материалы, приборы и оборудование	38
Порядок выполнения работы	38
Обработка результатов опытов	39
Контрольные вопросы и задания	39
Лабораторная работа 5. Применение комбинированных схем для переработки медно-никелево-пирротиновых руд с получением медного, никелевого и пирротинового концентратов	40
Краткие теоретические сведения	40



Материалы, приборы и оборудование.....	43
Порядок выполнения работы.....	44
Обработка результатов опытов.....	45
Контрольные вопросы и задания.....	45
Лабораторная работа 6. Обогащение сульфидной медно-цинково-пиритной руды по коллективно-селективной схеме с получением медного, цинкового и пиритного концентратов.....	45
Краткие теоретические сведения.....	45
Материалы, приборы и оборудование.....	53
Порядок выполнения работы.....	53
Обработка результатов опытов.....	55
Контрольные вопросы и задания.....	55
Лабораторная работа 7. Обогащение окисленных свинцово-цинковых руд по селективной схеме с сульфидизацией в свинцовом и цинковом циклах флотации.....	55
Краткие теоретические сведения.....	55
Материалы, приборы и оборудование.....	66
Порядок выполнения работы.....	67
Обработка результатов опытов.....	67
Контрольные вопросы и задания.....	68
Лабораторная работа 8. Центробежная сепарация при обогащении руд цветных металлов.....	68
Краткие теоретические сведения.....	69
Материалы, приборы и оборудование.....	75
Порядок выполнения работы.....	76
Обработка результатов опытов.....	77
Контрольные вопросы и задания.....	77
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	78
Основная литература.....	78
Дополнительная литература.....	78
Электронные и интернет-ресурсы.....	79
ПРИЛОЖЕНИЕ.....	80
Форма титульного листа отчета по лабораторной работе.....	80

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Для студентов, обучающихся по специальности 130405.65 «Обогащение полезных ископаемых», рабочей программой предусмотрено 8 лабораторных работ. Их выполнение позволит закрепить теоретический материал, приобщить студентов к самостоятельной работе.

Лабораторные работы выполняют в течение всего семестра на обогатительных аппаратах бригадой из двух человек. Оборудование приобретено в 2008 г. в рамках реализации инновационно-образовательной программы «Многоуровневая подготовка специалистов и инновационное обеспечение горно-металлургических предприятий по сертификации, управлению качеством, технологической и экономической оценке минерального, вторичного и техногенного сырья» в Сибирском федеральном университете.

Подготовка к каждой лабораторной работе производится до начала занятий и состоит в изучении соответствующего раздела дисциплины «Технология обогащения руд цветных металлов». Перед началом работы студент должен знать: цель и безопасные методы работы, последовательность проведения операций, перечень необходимых материалов, приборов, флотационных реагентов.

Допускает к работе преподаватель, ведущий лабораторный практикум.

Отчет по лабораторным работам составляет каждый студент в соответствии с требованиями, указанными в СТО 4.2-07-2008 «Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной и научной деятельности» [10]. Форма титульного листа дана в [приложении](#).

Защищают лабораторные работы индивидуально перед каждой последующей работой. Для самопроверки знаний необходимо пользоваться банком тестовых заданий [16].

ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ

К работе в лаборатории допускаются студенты не моложе 18 лет, прошедшие медосмотр, ознакомившиеся с инструкцией по охране труда данной лаборатории, прошедшие инструктаж непосредственно на рабочем месте и расписавшиеся в журнале по охране труда. Лица, не прошедшие инструктаж по охране труда, к работе не допускаются.

1. Перед проведением работы преподаватель или заведующий лабораторией обязаны обеспечить студентов спецодеждой и индивидуальными средствами защиты (резиновыми перчатками, рукавицами, защитными очками, халатами хлопчатобумажными).

2. После прослушивания инструктажа преподаватель проводит опрос и оформляет допуск студентов к работе в журнале регистрации прохождения инструктажа на рабочем месте.

3. К опасным и вредным факторам, влияющим на здоровье студентов, относятся:

электроэнергия, применяемая для питания различного оборудования - поражение электрическим током при соприкосновении с токоведущими частями;

шум;

пыль;

вибрация;

вращающиеся части оборудования – отсутствие ограждений, защитного кожуха;

химические ожоги при попадании на кожу или в глаза едких химических веществ;

отравление парами и газами высокотоксичных химических веществ.

4. Студент, получивший травму, должен немедленно поставить в известность преподавателя.

5. Студент, нарушивший правила охраны труда, отстраняется от проведения работ. С ним проводится повторный инструктаж по охране труда.

6. Перед началом работы необходимо ознакомиться с инструкцией по работе на данном оборудовании.

7. Убедиться в исправности электропроводки, нагревательных и измерительных приборов, наличии защитного заземления.

8. Проверить исправность защитных ограждений, инструментов, защитных приспособлений.

9. Включить вентиляцию при работе на дробилках, стирателях, ситах, в химических лабораториях за 30 мин до работы.

10. Перед работой в лаборатории надеть халат, застегнуть его на все пуговицы, подобрать рукава.



11. В случае неисправности оборудования, электропроводки, защитных ограждений или отсутствия защитного заземления следует обратиться к преподавателю или заведующему лабораторией

12. Не оставлять включенное оборудование и электроприборы без присмотра.

13. Не прикасаться к токоведущим и вращающимся частям оборудования.

14. Не работать на неисправном оборудовании.

15. Не проводить самостоятельно ремонт неисправного оборудования.

16. Операции, связанные с выделением вредных газообразных веществ, выполнять в вытяжном шкафу.

17. Не загромождать рабочее место ненужными реактивами, приборами, посудой.

18. Правила безопасной работы с кислотами и щелочами.

18.1. Приготавливать и разливать растворы из концентрированных кислот, твердых щелочей и водного раствора аммиака только с использованием индивидуальной защиты в вытяжном шкафу в фарфоровой лабораторной посуде.

18.2. Слянки с кислотами, щелочами и другими едкими веществами следует переносить в специальных металлических ящиках.

18.3. Набирать кислоты, щелочи и другие реагенты в пипетки только с применением резиновой груши.

18.4. При приготовлении растворов серной, азотной и других кислот их необходимо приливать в воду тонкой струей при непрерывном перемешивании, причем жидкость большей плотности нужно вливать в жидкость меньшей плотности.

18.5. Растворять твердые щелочи следует путем медленного прибавления их мелкими кусочками к воде при непрерывном перемешивании. Брать кусочки щелочи разрешается только с помощью совочка, ложечек, шпателей, пробирок.

19. Правила безопасной работы со стеклянной посудой.

19.1. Стеклянную посуду (тонкостенные химические стаканы и колбы из обычного стекла) запрещается нагревать на открытом огне без асбестовой сетки.

19.2. При переносе сосудов с горячей жидкостью следует пользоваться защитным материалом, сосуд при этом необходимо держать одной рукой за дно, другой – за горловину. Большие химические стаканы с жидкостью нужно поднимать только двумя руками так, чтобы отогнутые края стакана опирались на указательные пальцы.

19.3. Колбу или другой тонкостенный сосуд, в который вставляют пробку, следует держать за горлышко по возможности ближе к устанавливаемой пробке, обернув при этом руки защитным материалом.

20. После окончания работ необходимо отключить оборудование, электроплиты, весы и вентиляцию вытяжного шкафа, силовую и осветительную установки. Отключить приборы и накрыть их чехлами.

21. Привести рабочее место в порядок: убрать рассыпавшуюся руду, протереть столы и оборудование, вымыть посуду, мельницу, стаканы от истирателя, химическую посуду.

22. Убрать все химические реактивы, щелочи и кислоты на свои места в закрывающиеся шкафы.

23. Отходы реактивов собрать в специальные емкости для централизованного уничтожения.

24. Вымыть руки с мылом, снять халаты и повесить на вешалку. Отключить воду.

25. Доложить преподавателю об окончании работ и обнаруженных неисправностях и нарушениях.

ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ

Лабораторная работа 1. ОБОГАЩЕНИЕ СУЛЬФИДНОЙ МЕДНО-ПИРИТНОЙ РУДЫ С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕДНОГО И ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТОВ

Цель работы: получить медный и пиритный концентраты из сульфидной медно-пиритной руды.

Краткие теоретические сведения

Из 170 известных в настоящее время медьсодержащих минералов в промышленных масштабах используется около 17, представленных прежде всего сульфидными минералами меди – халькопиритом, борнитом, халькозинном, ковеллином, тетраэдритом, теннантитом, энаргитом, а также окисленными медными минералами – купритом, малахитом, азуритом, хризоколлой, брошантитом и халькантитом ([табл. 1.1](#)).

Практически во всех медьсодержащих рудах, так же как и в полиметаллических, имеются сульфиды железа ([табл. 1.2](#)).

По текстурным особенностям медьсодержащие руды подразделяются на массивные, или сплошные, и вкрапленные. *Сплошные руды* обычно более богатые, характеризуются высоким содержанием серы, представленной пиритом, в сростании с которым находятся сульфиды меди и цинка. Соотношение меди, цинка и серы, например, в сплошной медно-колчеданной руде достигает 1:1:20(25). Такими сплошными рудами являются медные и медно-цинковые руды Урала, относящиеся к труднообогатимым рудам.

Вкрапленные руды являются более бедными по содержанию цветных металлов, которое в рядовых рудах не превышает 1–2 %, а в бедных – 0,4–1,0 %.

В зависимости от содержания меди в перерабатываемой руде медные руды условно подразделяются на богатые (более 2 % Cu), средние (0,8–2,0 % Cu), бедные (0,5–0,8 % Cu) и забалансовые (менее 0,3 % Cu). Богатые сульфидные руды, содержащие 2–3 % Cu, с высоким содержанием серы (35–42 %) могут иногда направляться непосредственно на плавку в шахтных печах. Однако в мировой практике в настоящее время 80 % Cu извлекается из концентратов, получаемых при обогащении медных руд.

Сульфидные минералы меди хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями в довольно широком диапазоне pH, так как они обладают высокой сорбционной способностью, которая зависит от степени окисленности сульфидной поверхности и содержания меди. По флотуемости ксантогенатами медные минералы можно расположить в такой последовательности: халькопирит < борнит < ковеллин < халькозин.



Таблица 1.1

Характеристика основных медных минералов

Минерал	Формула	Массовая доля меди, %	Плотность, г/см ³	Твердость
<i>Первичные сульфиды:</i>				
Халькопирит	CuFeS ₂	34,6	4,1–4,2	3–4
<i>Вторичные сульфиды:</i>				
Халькозин	Cu ₂ S	79,9	5,5–5,8	2,5–3,0
Ковеллин	CuS	64,5	4,6–4,7	1,5–2,0
Борнит	Cu ₅ FeS ₄	63,3	4,5–5,3	3,0
<i>Блеклые руды (сульфосоли):</i>				
Тетраэдрит	Cu ₂ Sb ₄ S ₂	45–51	4,4–5,1	3–4
Теннантит	Cu ₂ As ₄ Si ₂	45–51	4,4–5,1	3,5
<i>Оксиды:</i>				
Куприт	Cu ₂ O	88,8	5,8–6,2	3,5–4,0
Тенорит	CuO	79,9	5,8–6,4	3,5–4,0
<i>Карбонаты:</i>				
Малахит	Cu ₂ (CO ₃)(OH) ₂	57,4	3,9–4,1	3,5–4,0
Азурит	Cu ₃ (CO ₃) ₂ (OH) ₂	55,3	3,7–3,9	3,5–4,0
<i>Силикаты:</i>				
Хризоколла	CuSiO ₃ ·nH ₂ O	До 45	2,0–2,3	2–4
<i>Сульфаты:</i>				
Халькантит	CuSO ₄ ·5H ₂ O	25,4	2,2	2,5
Брошантит	Cu ₄ (SO ₄)(OH) ₆	34,8	3,8–3,9	3,5–4,0

Таблица 1.2

Характеристика основных сульфидных минералов железа

Минерал	Формула	Массовая доля, %		Плотность, г/см ³	Твердость
		железа	меди		
Пирит	FeS ₂	46,5	53,5	4,9–5,2	6,0–6,5
Марказит	FeS ₂	46,5	53,5	4,9	6,0–6,5
Пирротин	Fe _{1-x} S	58,8–61,8	До 41	–	3,2–4,5

Свежеобнаженная и чистая сульфидная поверхность медных минералов обладает некоторой гидрофобностью, частичное окисление ее способствует закреплению собирателя. Окисление поверхности сульфидных минералов происходит быстро, особенно при измельчении. При длительном окислении флотированность сульфидов резко снижается в результате образования на поверхности минералов труднорастворимых окисленных соединений (например, гидроксид железа на халькопирите), которые препятствуют сорбции собирателя.

Наиболее распространенными сульфгидрильными собирателями при флотации сульфидных минералов меди являются ксантогенаты, собирательная способность которых зависит от длины углеводородного радикала. Бутиловым ксантогенатом халькопирит флотируется при pH 6–11. Особенно широк диапазон

значений pH (1–13), при котором флотируется халькозин. Все сульфиды меди также хорошо флотируются дитиофосфатами, дитиокарбаматами, меркаптанами.

Наиболее эффективным подавителем халькопирита являются цианиды, которые успешно используются при разделении медно-свинцовых и медно-молибденовых концентратов. Подавляющее действие цианида зависит от pH среды и типа применяемого собирателя. Так, при использовании в качестве собирателя этилового ксантогената и pH среды 7,5 для подавления халькопирита требуется небольшой расход цианида. Существенно больший расход нужен для подавления халькопирита при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената. Значительно хуже подавляются цианидами вторичные сульфиды меди, что объясняется их хорошей растворимостью в цианистых растворах и образованием устойчивого медно-цианистого комплекса. Для них наиболее эффективными подавителями являются феррицианид $K_3Fe(CN)_6$ и ферроцианид $K_4Fe(CN)_6$, которые применяются при разделении медно-свинцовых концентратов с повышенным содержанием вторичных сульфидов меди – борнита, халькозина и ковеллина.

Сульфид натрия Na_2S – довольно сильный подавитель всех сульфидных медных минералов, причем наибольшей устойчивостью к подавляющему действию его обладает халькозин, наименьшей – халькопирит. Халькопирит подавляется сернистым натрием уже при $pH > 5,5$, а халькозин – при $pH > 7$. Подавление сульфидных медных минералов сернистым натрием происходит в результате вытеснения (десорбции) ксантогената с поверхности медных минералов сульфид-ионами. Это явление используется в технологии, например, разделения медно-молибденовых концентратов.

Соли хромовой кислоты, двуокись серы SO_2 , сернистая кислота H_2SO_3 , сульфиты Na_2SO_3 и тиосульфат $Na_2S_2O_3$ практически не подавляют халькопирит, поэтому они широко применяются для подавления галенита и сфалерита при разделении медно-свинцовых и медно-цинковых концентратов.

Известь проявляет свои подавляющие свойства при флотации сульфидов меди при значительно более высокой концентрации, чем при флотации пирита, что позволяет широко применять ее для их разделения.

Пирит, как и все сульфидные минералы, сравнительно быстро окисляется; при этом на его поверхности в зависимости от pH и окислительно-восстановительного потенциала образуются гидроокись железа, карбонаты железа и хорошо растворимые соединения железа с ионами SO_4^{2-} , $S_2O_3^{2-}$ и SO_3^{2-} . Образующаяся на поверхности пирита при высоких положительных значениях окислительно-восстановительного потенциала и $pH > 7$ пленка $Fe(OH)_3$ характеризуется исключительно низкой растворимостью ($K = 3,8 \cdot 10^{-36}$) и не только препятствует закреплению собирателя, но и может вытеснять его с поверхности минерала.

Флотируемость пирита различных модификаций и разновидностей изучена довольно хорошо. Флотационные свойства его зависят от генезиса минералов, определяющего физико-химическую неоднородность кристаллической решетки, различного соотношения серы и железа, наличия примесей и т. д. Наиболее эффективно пирит флотируется ксантогенатами и дитиофосфатами в слабокислой или нейтральной среде при pH 6–7. В щелочной среде флота-

ция пирита ухудшается и полностью подавляется при $pH > 8$. Дитиофосфаты и дитиокарбоматы сорбируются на пирите в значительно меньшей степени, чем на халькопирите, поэтому их применение более предпочтительно при селективной флотации медно-пиритных руд.

Наиболее распространенным подавителем пирита является известь, действие которой связано не только с повышением pH пульпы и образованием на поверхности пленки гидроокислов железа, но и адсорбцией ионов кальция, приводящей к цементации поверхности и предотвращению адсорбции собирателя.

Подавляется пирит также цианидом, особенно при $pH > 7$. Действие цианида при этом сводится к образованию комплексных ионов $Fe[CN]_6^{4-}$. Пленка собирателя на поверхности пирита разрушается даже при небольших расходах цианида, когда он не действует на флотацию других сульфидных минералов. Это явление используется, например, при селективной флотации свинцово-цинковых руд, когда пирит подавляется цианидом (5–10 г/т) в начале процесса. Иногда используется совместное действие цианида и извести.

Активизируется пирит в кислой среде, когда избыточная щелочность нейтрализуется подачей кислоты или отмывается в сгустителе и гидроциклоне.

Наиболее труднофлотируемым сульфидом железа является пирротин, который легко окисляется. Флотируется пирротин ксантогенатами в кислой среде, для флотации его в щелочной среде необходима активация медным купоросом. Способность пирротина легко окисляться используется при отделении его от халькопирита из медно-никелевых руд.

Марказит обладает более высокой флотационной активностью и флотируется теми же собирателями и в тех же условиях, что и пирит.

Для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью медных минералов на фабриках небольшой производительности применяют обычно одностадийные схемы, которые включают операции измельчения и классификации, основную флотацию, контрольную и одну–три перечистные.

На фабриках большой производительности получили распространение двухстадийные схемы, по которым после I стадии измельчения до крупности 45–60 % класса –0,074 мм выделяются грубый медный концентрат и пиритсодержащие хвосты. Грубый медный концентрат доизмельчается до 85–95 % класса –0,074 мм и поступает на перечистные операции.

При переработке руд с высоким содержанием первичных шламов и растворимых солей флотацию целесообразно осуществлять в двух циклах – песковом и шламовом. При отдельной флотации создаются наиболее благоприятные условия для флотации крупных и мелких частиц – шламов, которые обычно повышают общий расход реагентов, подавляют флотацию крупных частиц, налипая на них, создают обильную и прочную пену. Схема с отдельной флотацией применяется, например, на Джеккаганской фабрике (СНГ), на фабриках «Бьютт» и «Твин-Бьюттс» (США).

Вкрапленные медные руды (медно-порфировые, медистые песчаники и жильные руды), отличающиеся невысоким содержанием пиритной серы и меди (0,4–2,0 %), в зависимости от содержания пирита могут перерабаты-

ваться с получением только медного концентрата или медного и пиритного концентратов. В первом случае применяется коллективная флотация, а во втором – коллективно-селективная или прямая селективная.

Месторождения медно-порфириновых руд по запасам меди являются самыми крупными. На их базе работают крупнейшие медные обогатительные фабрики производительностью до 90 тыс. т руды в сутки и более. В основном к первичным медно-порфириновым рудам относятся молибденит-халькопиритовые с невысоким содержанием (2–5 %) пирита. Основные технологические особенности обогащения этих руд:

- одностадийное измельчение до крупности 60–65 % класса –0,074 мм перед коллективной медно-молибденовой флотацией;
- доизмельчение черновых концентратов до 85–90 % класса –0,074 мм с получением богатых медных концентратов;
- создание в коллективной флотации поддерживается рН 10–12 подачей извести для подавления пирита (хотя для флотации молибденита оптимальное значение рН = 7,5–8,0).

Наибольшее распространение для этих руд получила схема с доизмельчением промпродукта и переработкой его в отдельном цикле. Пиритный концентрат из таких руд, как правило, не выделяется (за исключением фабрики «Чукикамата», Чили).

Медно-порфириновые руды перерабатываются на Алмалыкской и Балхашской фабриках (Узбекистан, Казахстан).

Для медных руд со средним содержанием пирита применяют как коллективно-селективные, так и прямые селективные схемы. При обогащении по коллективно-селективным схемам отделение медных минералов и пирита от минералов пустой породы происходит при грубом измельчении (до 45–50 % класса –0,074 мм), когда возможно получение хвостов с отвальным содержанием меди. Тогда по схеме коллективно-селективной флотации после измельчения до вышеуказанной крупности проводится коллективная флотация сульфидов меди и железа при рН не выше 7,5 (концентрация свободной СаО не превышает 20–50 г/м³). Получаемый коллективный медно-пиритный концентрат после доизмельчения до 80–95 % класса –0,074 мм перемешивается с известью при рН 12,0–12,5 (400–500 г/м³ свободной СаО) и цианидом для подавления пирита и направляется на медную флотацию. Хвосты контрольной медной флотации вкрапленных руд, как правило, содержат не более 30–35 % S, поэтому направляются на пиритную флотацию, которая проводится после удаления избыточной щелочности до рН 5–7.

В качестве собирателей сульфидных медных минералов применяются ксантогенаты (средний расход обычно 10–30 г/т) и дитиофосфаты (10 г/т). Широко используется сочетание реагентов-собирателей. Например, при флотации медных руд за рубежом применяется реагент Z-200 (изопропилэтилтионокарбамат), который является наиболее селективным по отношению к пириту, в сочетании с изопропиловым или амиловым ксантогенатами. Часто используется сочетание сульфгидрильных собирателей с аполярными (машинное масло, керосин и т. п.). В СНГ наибольшее распространение получил бутиловый ксантогенат, который применяется на всех медных фабриках. Общая

доля ксантогенатов, используемых на фабриках США, составляет ~60 %, ди-тиофосфатов – около 40 %. Подавители минералов пустой породы при флотации медных вкрапленных руд обычно не применяются. Но если в пульпе повышенное содержание шламов, то в основную медную флотацию и в перераспределения медного концентрата добавляют жидкое стекло (до 0,4 г/т). Если же в руде присутствуют окисленные медные минералы, то в измельчение и в основную медную флотацию подается сернистый натрий (200–300 г/т) [1, 3, 5].

Требования, которым должны соответствовать медный и пиритный концентраты, представлены в табл. 1.3 и 1.4 [14].

Таблица 1.3

Требования к качеству медного концентрата (по ОСТ 48-77-82)

Марка концентрата	Содержание, %		
	меди, не менее	примесей, не более	
		цинка	свинца
КМ-0	40	2	2,5
КМ-1	35	2	3
КМ-2	30	3	4
КМ-3	25	5	4,5
КМ-4	23	6	4,5
КМ-5	20	7	4,5
КМ-6	18	8	4,5
КМ-7	15	8,5	5,0
ППМ	12	11	8

Таблица 1.4

Технические требования к пиритным концентратам, получаемым при флотации сульфидных руд (по ГОСТ 444-51 «Колчедан флотационный»)

Марка колчедана серного флотационного	Массовая доля, %		
	серы, не менее	примесей, не более	
		свинца и цинка	влаги
КСФ-1	47	1	3,8
КСФ-2	45	1	3,8
КСФ-3	42	1	3,8
КСФ-4	38	1	3,9

Требования к получаемым медным и пиритным концентратам определяются в зависимости от типа руды и принятого метода их металлургической обработки.

Материалы, приборы и оборудование

Навеска медно-пиритной руды массой 100 г, батарейный стакан объемом 200 мл, лабораторная механическая флотационная машина с вместимостью камеры 0,5 л (рис. 1.1, табл. 1.5), мельница стержневая, растворы флотационных реагентов заданной концентрации, клеенки, совки, чашки вме-

стимостью 400 мл, мерные цилиндры на 5, 10, 15 мл, резиновый шланг со стеклянными трубками на концах, деревянная лопаточка, рН-метр.



Рис. 1.1. Лабораторная механическая флотационная машина

Таблица 1.5

Техническая характеристика лабораторной флотационной механической машины 237ФЛ

Показатели	Значения
Вместимость камеры, л	0,5; 0,75; 1,0
Диаметр импеллера, мм	55
Частота вращения импеллера, с ⁻¹	26; 31,5; 36,5; 40; 46
Количество воздуха, засасываемого импеллером при наибольшей частоте вращения, лс, не менее	0,05
Частота вращения пеногона, с ⁻¹	0,25
Мощность двигателя привода импеллера, кВт	0,12
Габаритные размеры, мм (длина, ширина, высота)	470x260x600
Масса, кг	26

Порядок выполнения работы

1. В чашку загрузить измельченную исходную навеску, затем пульпу перенести в камеру флотационной машины.
2. Количество загружаемых реагентов q , мл, рассчитать по формуле

$$q = \frac{a \cdot b}{c \cdot 10\,000}, \quad (1.1)$$

где a – масса навески руды, г; b – расход реагента по технологической схеме, г/т; c – концентрация реагентов, %.

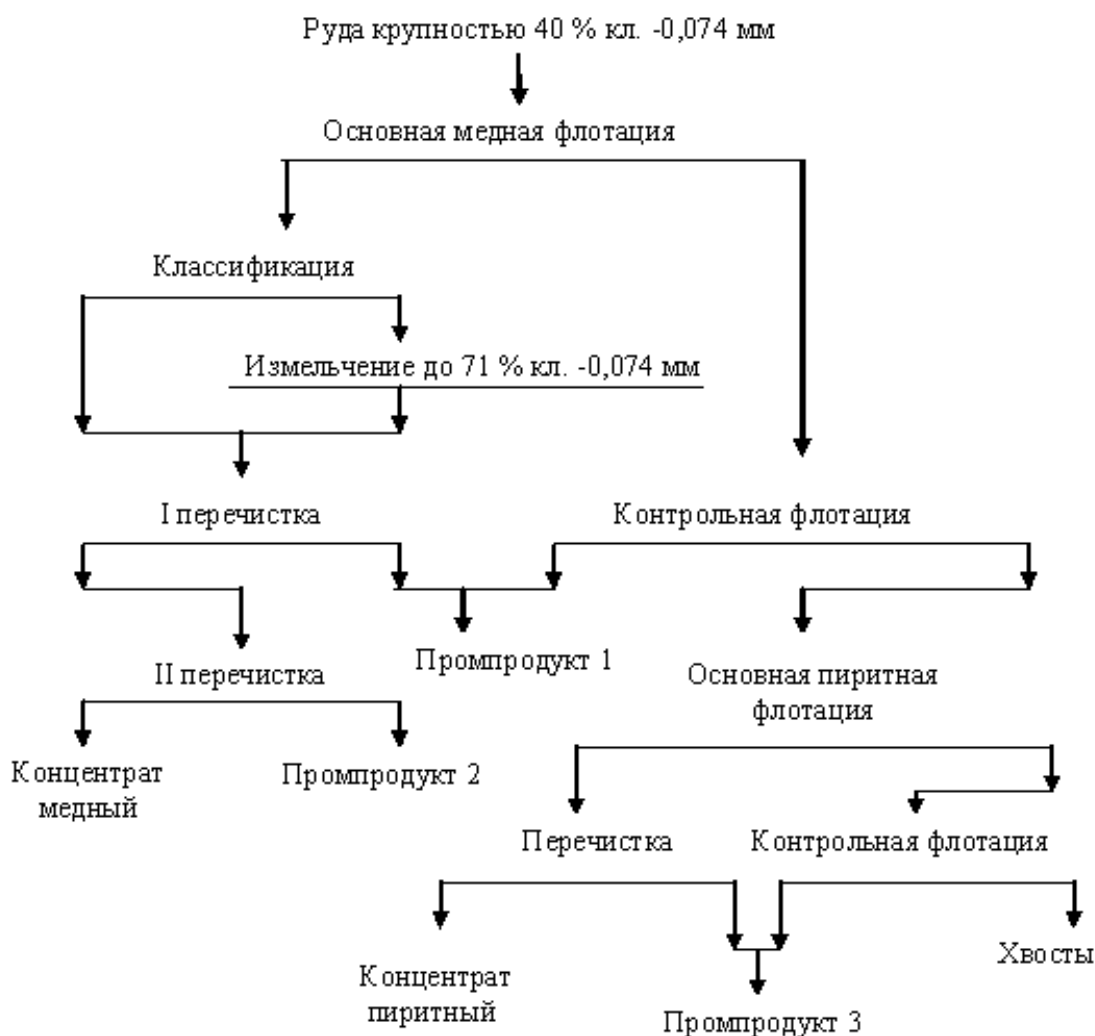


Рис. 1.2. Схема флотации сульфидной медно-пиритной руды

3. Флотировать руду по схеме, приведенной на [рис. 1.2](#). Следует помнить, что перемешивание с реагентами осуществляется без подвода воздуха в блок-аэратор. Классификацию производить по классу $-0,074$ мм в батарейном стакане. Скорость падения зерен вычислить по формуле Стокса.

4. Измельчение осуществить в мельнице с массой дробящей среды, объем которой составляет 50 % объема барабана мельницы. Пески классификации переносить в мельницу без потерь и с минимальным количеством воды.

5. Полученные продукты подписать, высушить и взвесить с точностью до 0,1 г.

6. Отобрать пробы на химический анализ от полученных продуктов. Для этого раздавить куски пробы в продуктах, перемешивая их методом «пе-

рекатывания на клеенке», отобрать пробу для химического анализа методом «квадратования».

Обработка результатов опытов

1. Для каждого продукта рассчитать выход.
2. Определить массовую долю металла в руде.
3. Вычислить извлечение металла в продукты.
4. Результаты занести в [табл. 1.6](#).

Таблица 1.6

Технологические показатели обогащения

Продукты, %	Выход		Массовая доля металла, %	Извлечение металла, %
	г	%		
Концентрат медный				
Промпродукт 1				
Промпродукт 2				
Концентрат пиритный				
Промпродукт 3				
Хвосты				
Исходная руда				

Контрольные вопросы и задания

1. Каково назначение флотационных реагентов? Опишите механизм их действия. Напишите формулы, расходы в применяемой схеме.
2. Перечислите способы повышения флотиремости ранее задепрессированного пирита.
3. Какие требования предъявляются к медным и пиритным концентратам?
4. Чем определяется массовая доля металлов в концентратах?
5. Какие схемы и их режимы используются при обогащении медно-пиритных руд?
6. Какие минералы меди относятся к первичным сульфидным, вторичным, окисленным?
7. Как влияет фазовый состав меди на технологию обогащения?
8. Перечислите условия, которые необходимо соблюдать при выполнении операции классификации.
9. Какой должна быть последовательность включения и отключения флотационной машины?
10. Какая информация должна быть указана на пакете, в который помещают продукт флотационного опыта?
11. Перечислите способы перемешивания пробы.
12. Назовите способы сокращения проб.

13. Какие технологические показатели достигаются при обогащении сульфидных медных и медно-пиритных руд?

Лабораторная работа 2 ОБОГАЩЕНИЕ СУЛЬФИДНО-ОКИСЛЕННОЙ МЕДНОЙ РУДЫ МЕТОДОМ ФЛОТАЦИИ

Цель работы: провести флотацию смешанной сульфидно-окисленной медной руды с получением медного концентрата.

Краткие теоретические сведения

Медные окисленные и смешанные руды находятся в верхних горизонтах сульфидных месторождений. Эти руды имеют сложный минеральный состав не только вмещающих, но и рудных пород. В них, как правило, одновременно присутствуют карбонаты (малахит и азурит), оксиды (куприт и тенорит), силикаты (хризоколла) и сульфаты (брошантит и халькантит) меди. Окисленные руды характеризуются хрупкостью, землистостью, колломорфной структурой медных минералов. Все это способствует образованию вторичных шламов, которые оказывают отрицательное действие на флотацию. Между ионами кристаллической решетки окисленных медных минералов существует в основном ионная связь, что значительно затрудняет гидрофобизацию поверхности и флотирруемость минералов.

В зависимости от минерального состава окисленные медные руды можно классифицировать на *легкообогатимые* (основные медные минералы – малахит и азурит), *среднеобогатимые* (содержащие оксиды и карбонаты) и *труднообогатимые* (основные медные минералы – хризоколла и куприт).

Основными методами переработки смешанных и окисленных руд являются: флотация сульфгидрильными собирателями после сульфидизации поверхности окисленных медных минералов; флотация медных минералов карбоновыми кислотами; комбинированные обогатительно-металлургические процессы; чисто гидрометаллургические процессы.

Метод переработки смешанных и окисленных медных руд, основанный на *предварительной сульфидизации поверхности окисленных минералов меди*, пригоден лишь для легко- и среднеобогатимых руд. Объясняется это тем, что хорошо сульфидизируется поверхность только малахита, азурита и брошантита, которые затем флотируются обычными сульфгидрильными собирателями, например ксантогенатами, с длиной углеводородного радикала 4–6 атомов уг-

лерода. Слабо сульфидизируются руды, содержащие только окисленные минералы. Совсем не поддаются сульфидизации хризоколлы и другие минералы меди, входящие в состав труднообогатимых руд.

Для сульфидизации поверхности окисленных минералов наиболее широко применяется сернистый натрий, иногда сульфид бария или сероводород. Многочисленными исследованиями доказано, что сульфид натрия может образовывать прочные сульфидные пленки при рН не более 7.

Гидроксидные ионы, образующиеся при гидролизе сернистого натрия, а также карбонаты и гидроксиды натрия, образующиеся при взаимодействии сернистого натрия с поверхностью окисленных минералов меди, повышают щелочность пульпы и ухудшают процесс сульфидизации. Поэтому сернистый натрий подается в процесс порционно по всему фронту флотации. Основная его часть (около 60 % общего расхода) поступает обычно в контактный чан, в котором пульпа не должна интенсивно перемешиваться, чтобы не разрушалась образованная сульфидная пленка. Улучшают процесс сульфидизации соли аммония, например сульфат аммония, понижающий щелочность пульпы и ускоряющий образование прочной сульфидной пленки.

Флотацию окисленных минералов меди карбоновыми кислотами можно применять для кварц- и силикатосодержащих руд. Однако наличие карбонатных минералов пустой породы и гидроксидов железа снижает эффективность этого метода, так как жирно-кислотные собиратели хорошо флотируют минералы пустой породы и не флотируют хризоколлу.

Если в перерабатываемых смешанных рудах повышенное содержание карбонатов, то руду перерабатывают по схеме с отдельной флотацией сульфидов меди и окислов.

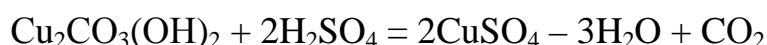
Примером может служить технология обогащения смешанных медных руд на фабрике «Сакатон» (США) производительностью 9 тыс. т/сут. Руда содержит 0,96 % Cu в виде халькозина, азурита, малахита и хризоколлы. После измельчения до крупности 50–55 % класса –0,074 мм руда направляется на сульфидную медную флотацию. В качестве собирателя применяются амилловый ксантогенат калия и «Аэрофлот 238», в качестве вспенивателя – смесь метилизобутилкарбинола (75 %) и аэрофроса (25 %). После активации окисленных минералов меди гидросульфидом натрия проводится их флотация реагентом 404 (производные меркаптобензотиазолов), подаваемым порционно по всему фронту флотации.

Для руд, содержащих большое количество меди в виде хризоколлы, куприта, алюмосиликатов, а также «связанную» медь, применяются *комбинированные методы, включающие процессы гидро- и пирометаллургии и флотации*. Среди этих методов наибольшее распространение получил метод ВЦФ (выщелачивание – цементация – флотация), разработанный в СССР В.Я. Мостовичем и В.А. Ванюковым.

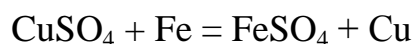
Сущность метода ВЦФ заключается в том, что руда измельчается до крупности, при которой происходит вскрытие медных минералов. Верхний

предел крупности обычно не превышает 1 мм. Затем измельченную руду выщелачивают в контактных чанах растворами серной кислоты (0,5–3,0 %). Обычно расход кислоты составляет 3–5 кг на 1 кг выщелачиваемой меди. Если в руде присутствуют труднорастворимые медные минералы, то пульпу при выщелачивании можно подогреть до 45–70 °С, что увеличивает извлечение меди в раствор на 6–10 %. Остаточная концентрация серной кислоты к концу процесса не должна быть более 0,05–0,1 %, так как ее избыток ухудшает последующие процессы цементации и флотации меди.

При таком процессе выщелачивания окисленные минералы меди растворяются и медь переходит в раствор в виде медного купороса:



Затем медь цементируется губчатым железом, стружкой или железным скрапом непосредственно в пульпе с получением цементной меди:



Расход железа на цементацию составляет 1,5–3,5 кг на 1 кг извлекаемой меди. Для полного извлечения меди из раствора (90–97 %) подается некоторый избыток (10–20 %) осадителя. Количество железа, применяемого для цементации меди, зависит от остаточной концентрации кислоты в пульпе, избыток которой можно перед цементацией нейтрализовать известью. Время цементации обычно составляет от пяти до нескольких десятков минут.

Цементная медь, полученная в пульпе, флотируется сульфидрильными собирателями или продуктами их окисления. Наиболее эффективными собирателями цементной меди являются реагенты СЦМ, представляющие собой органические дисульфиды с кислородсодержащими радикалами, а также диксантогениды. Лучше всего цементная медь флотируется в кислой среде. Из диксантогенидов наиболее эффективным является октиловый, затем гексилловый, этиловый и бутиловый. Расход этих собирателей обычно не превышает 80–200 г/т, а оптимальное значение рН составляет 4,5–4,7.

Получаемая таким образом цементная медь содержит 75–85 % Cu. Применение такого комбинированного метода переработки упорных медных окисленных руд обеспечивает прирост извлечения меди по сравнению с методом прямой флотации на 30–40 % при повышении содержания меди в получаемых концентратах в 2 раза.

По комбинированной технологии ВЦФ обогащались упорные окисленные и смешанные руды на одной секции Алмалыкской медной фабрики. Относительное содержание сульфидной меди в окисленной руде не превышало 25 %, а в смешанных – 30–70 %. Окисленные минералы меди были представлены азуритом, малахитом, купритом и хризоколлой. Окисленные руды характеризовались неравномерной вкрапленностью с прожилками.

Для окисленных упорных руд возможно также применение схемы обогащения с классификацией измельченной руды на пески и шламы. Пески, в которых содержатся в основном сульфидные минералы меди и легкофлоти-

руемые окисленные минералы, доизмельчаются и флотируются с подачей сульфидизатора и собирателя. Шламы, в которых содержатся окисленные труднофлотируемые медные минералы, перерабатываются комбинированным методом с применением серно-кислотного выщелачивания, цементации и последующей флотации цементной меди.

Для окисленных медных руд с высоким содержанием карбонатов, для которых неэффективно применение процессов флотации и серно-кислотного выщелачивания, возможно использование сегрегационно-флотационного процесса, который освоен на фабриках «Катанга» (Заир) и «Акжут» (Мавритания). Этот процесс, предусматривающий хлорирующий обжиг измельченной руды, восстановление меди и ее флотацию, осуществляется следующим образом.

Руда, содержащая 5,0–5,5 % Cu, после измельчения и классификации до крупности 0,2 мм сгущается, фильтруется и направляется в шахтную сушилку, откуда воздухом подается в специальный подогреватель, который состоит из циклонов и воздухонагревателя. Руда отделяется от потока воздуха в 8 циклонах (высотой 1 м) и поступает в бункер, а воздух выбрасывается в атмосферу через трубу. Из бункера руда подается питателем в циклоны, где нагревается воздухом, имеющим температуру 1 100 °С.

Руда из циклона, нагретая до 800 °С, направляется вместе с измельченным хлористым натрием и коксом во вращающуюся печь. В печи за 20 мин при температуре 650 °С образуется хлорид меди, который восстанавливается коксом до металлической меди. Материал из печи репульпируется и направляется на флотацию с использованием амилового ксантогената калия, реагента Z-200 и соснового масла. Получаемый медный концентрат содержит 53–58 % Cu при извлечении 80 % [1, 12, 13]. Требования, предъявляемые к медным концентратам, представлены в [табл. 1.3](#).

Материалы, приборы и оборудование

Навеска медной смешанной руды массой 100 г, весы электрические, флотационные реагенты заданной концентрации Na_2S , NH_4SO_4 , CaO, Na_2SiO_3 , Т-80, бутиловый ксантогенат, амиловый ксантогенат, клеенки, шпатели, чашки емкостью 400 мл, мерные цилиндры объемом 5, 10 мл, лабораторная флотационная машина механического типа с вместимостью камеры 0,5 л (см. [рис. 1.1](#), [табл. 1.5](#)).

Порядок выполнения работы

1. Получить навеску смешанной медной руды и перечень реагентов. Выбрать реагентный режим по схеме, приведенной на [рис. 2.1](#), и после согласования с преподавателем приступить к работе.

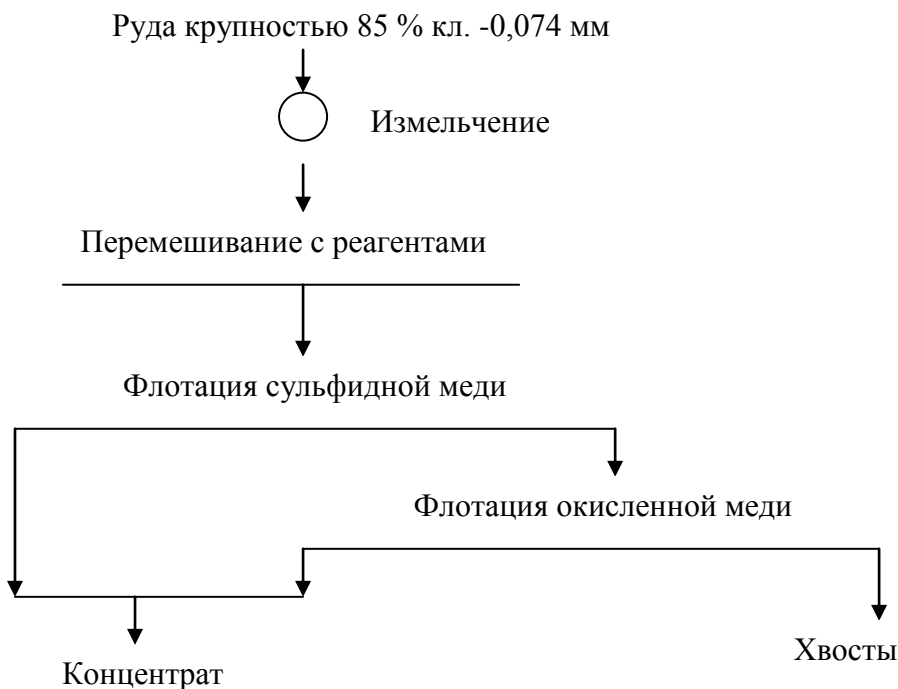


Рис. 2.1. Схема флотации смешанной медной руды

2. Промыть мельницу, загрузить в нее руду, реагенты. При этом должно выполняться соотношение Т:Ж:С = 1:0,5:8. Количество загружаемых реагентов вычислить по формуле (1.1). Измельченную руду в виде пульпы загрузить в камеру флотационной машины, измерить значение рН и после подачи реагентов в соответствии с режимом осуществить флотацию с обязательным определением времени флотации в каждой операции и значения рН.

3. Все полученные продукты собрать в отдельные приемники, подписать, высушить и взвесить с точностью до 0,1 г.

4. Отобрать пробы на химический анализ полученных продуктов. Для этого продукты флотации перемешать методом «перекатывания на клеенке» и методом «квадратования» отобрать пробу.

Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет основных технологических показателей.
2. Составить баланс металла, который оформить в виде [табл. 1.6.](#)

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите основные минералы меди, имеющие промышленное значение и их флотационные свойства.
2. Перечислите основные требования, которым должен удовлетворять медный концентрат.

3. Расскажите о поведении благородных металлов при флотационном обогащении медных руд.
4. Какие применяются реагенты при флотации смешанной медной руды, каков механизм их действия?
5. Перечислите преимущества (недостатки) применения сульфгидрильных и оксигидрильных собирателей при флотации медных руд.
6. Обоснуйте необходимость дробной подачи сернистого натрия в процесс.
7. Для флотации каких руд рекомендуют применять жирно-кислотные собиратели?
8. Перечислите основные методы переработки окисленных и смешанных медных руд.
9. Назовите причины трудной обогатимости смешанных медных руд.
10. Какой должна быть крупность пробы, направляемой на химический анализ?
11. Каковы назначение флотационных реагентов, механизм их действия, формулы, расходы в применяемой схеме?
12. Перечислите достоинства и недостатки гидрометаллургических способов переработки окисленных медных руд.
13. Какие технологические показатели достигаются при обогащении смешанных и окисленных медных руд?
14. Какая технология извлечения халькантита является наиболее экономически выгодной?
15. Расскажите о технологии кучного выщелачивания меди.

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.

Краткие теоретические сведения

Молибден относится к группе редких металлов, мало распространен в земной коре.

В первичных рудных месторождениях молибден представлен четырехвалентным сульфидным соединением – минералом молибденитом MoS_2 , а в

зоне окисления – кислородными шестивалентными соединениями, например минералом повеллитом CaMoO_4 .

В рудах известно около 20 молибденовых минералов, но промышленное значение имеют лишь четыре (табл. 3.1): молибденит, повеллит, ферри-молибдит (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 ³	Твердость
Молибденит	MoS_2	59,94	4,7	1,3
Повеллит	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	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. Основ-

ным 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 OH^- , HS^- и S^{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 собирателя) 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 де-

прессии молибденита декстрином или крахмалом, подвергается низкотемпературному обжигу для удаления с его поверхности собирателя.

Флотированность 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, вольфрамо-молибденовых 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 3–6 раз.

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 деперссируются. 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 снижается доступ кислорода в пульпу (пар содержит меньше кислорода, чем окружающий воздух) и окисление сернистых и гидросернистых ионов (до ионов SO_4^{2-} , 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 флотиремость его наиболее мелких частиц. Для увеличения коли-

чества газов, выделяющихся из раствора, в пульпу вводится бикарбонат натрия NaHCO_3 (около 150–200 г/т), который при повышенной температуре разлагается с выделением 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/м³. После пропарки пульпа поступала в отдельный чан для разбавления свежей водой до 20–27 % твердого. Содержание свободной CaO снижалось до 200–300 г/м³.

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 NH_4HS самостоятельно или в сочетании Na_2S 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 выводом 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. При хлорном выщелачивании с подогревом, которое применяется на фабрике «Бренда» (Канада), содержание меди и свинца в молибденовом концентрате снижается, соответственно, на 0,07 и 0,05 %.

Требования, предъявляемые к молибденовым концентратам, представлены в [табл. 3.2](#), к медным – в [табл. 1.3](#) [1, 4, 5].

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

Марка	Содержание, %								
	молибдена, не менее	примесей, не более							
		SiO ₂	As	Cu	P	Sn	Na ₂ O	WO ₃	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, шпатели, ступки с пестиками, лабораторная флотационная механическая машина с вместимостью камеры 0,5 л (см. [рис. 1.1](#), [табл. 1.5](#)).

Порядок выполнения работы

1. Получить навеску руды коллективного концентрата и задание в виде технологической схемы ([рис. 3.1](#), [3.2](#)). Выбрать реагентный режим по схеме и после согласования с преподавателем приступить к работе.

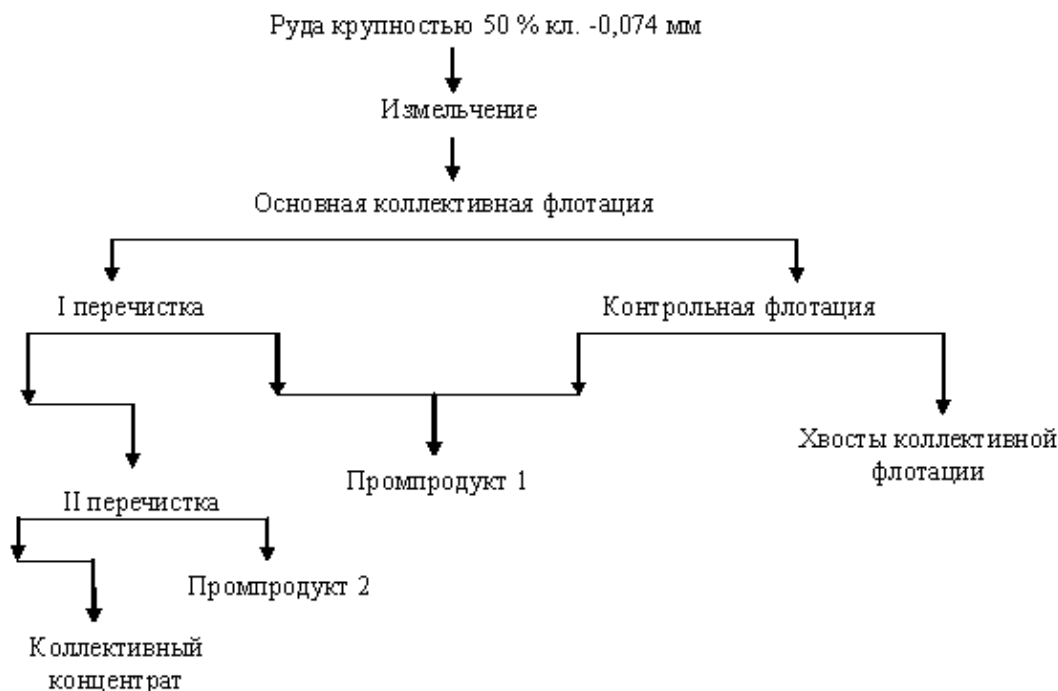


Рис. 3.1. Технологическая схема получения коллективного медно-молибденового концентрата

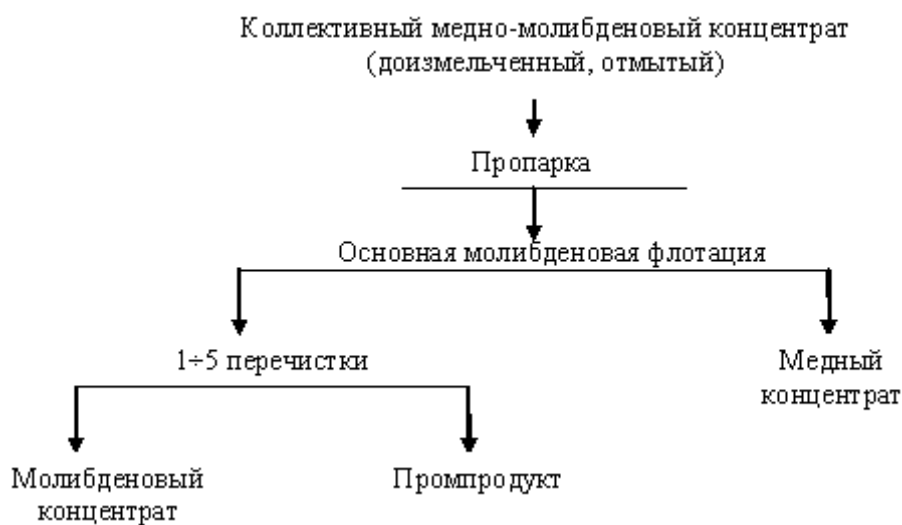


Рис. 3.2. Схема селекции коллективного концентрата

2. Промыть мельницу, загрузить в нее воду, руду, реагенты. При этом должно выполняться соотношение Т:Ж:Ш = 1:0,5:8. Количество загруженных реагентов вычислить по формуле (1.1). Измельченную руду в виде пульпы загрузить в камеру флотационной машины, измерить значение рН и после подачи реагентов в соответствии с режимом осуществить флотацию по схеме с обязательным определением времени флотации в каждой операции и значения рН.

3. Все полученные продукты собрать в отдельные приемники, высушить, взвесить, отобрать пробы на химический анализ.

Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет основных технологических показателей.
2. Составить баланс металлов, который оформить в виде [табл. 1.6](#).

Контрольные вопросы и задания

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. Когда применяют прямые селективные схемы при обогащении медно-молибденовых руд?
4. Каково назначение всех операций сгущения в технологических схемах переработки медно-молибденовых руд?
5. Какие технологические показатели достигаются при обогащении молибденовых и медно-молибденовых руд?
6. Перечислите способы селекции медно-молибденовых концентратов.
7. Назовите достоинства и недостатки цианистого способа селекции коллективного медно-молибденового концентрата.
8. Какие месторождения медно-молибденовых руд вы знаете? По каким схемам работают обогатительные фабрики, перерабатывающие эти руды?

Лабораторная работа 4 ОБОГАЩЕНИЕ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД ПО КОЛЛЕКТИВНО-СЕЛЕКТИВНОЙ СХЕМЕ

Цель работы: получить медный и никелевый концентрат из сульфидной медно-никелевой руды.

Краткие теоретические сведения

Собственных минералов никеля известно 53, большинство из них образовалось при высоких температурах и давлении, а также при застывании магмы или осаждении из горячих водных растворов. Никель также входит в виде изоморфной примеси в минералы, содержащие двухвалентное железо и магний. Однако основная масса никеля извлекается из руд в виде сульфидных минералов и силикатов ([табл. 4.1](#)).

Таблица 4.1

Характеристика основных минералов никеля

Минерал	Формула	Массовая доля никеля, %	Плотность, г/см ³	Твердость
Пентландит	(Fe,Ni) ₉ S ₈	31,22	4,5–5,0	3–4
Пирротин никеленосный	От Fe ₆ S ₉ до Fe ₁₁ S ₁₂	0,25–14,22	4,6–4,7	3,5–4,5
Миллерит	NiS	64,67	5,2–5,6	3,0–3,5
Никелин	NiAs	43,9	7,6–7,9	5,0–5,5
Полидимит	Ni ₃ S ₄	57,86	4,5–4,8	4,5–5,0
Виоларит	Ni ₂ FeS ₄	38,94	4,5–4,8	4,5–5,0
Гариниерит	Ni ₄ (S ₄ O ₁₀)(OH) ₄ ·4H ₂ O	40,68–46,6	2,27–2,93	2,0–3,5

Основное количество никеля добывается в месторождениях магматических сульфидных медно-никелевых руд (65 % общего количества добываемого из руд никеля). Основные минералы в рудах этих месторождений – пирротин, пентландит, халькопирит, магнетит, встречаются пирит, кубанит, полидимит, никелин, миллерит, виоларит, а также минералы группы платины, галенит, сфалерит и борнит. В России руды этого типа расположены на Кольском полуострове и в районе Норильска. Сульфидные медно-никелевые руды добываются в Канаде, где имеется около 40 месторождений этого типа, крупнейшими из которых являются Фалконбридж, Крейтон, Фруд, Линн-Лейк. Добываются эти руды в Южной Африке, Австралии, Финляндии, Швеции, Норвегии, США. Содержание никеля в сульфидных рудах колеблется от 0,3 до 4 %, а соотношение меди и никеля в маломедистых рудах – от 0,5 до 0,8, в высокомедистых – от 2 до 4. В этих рудах, кроме меди и никеля, повсеместно присутствуют кобальт, а также золото, платина, палладий, рутений, селен, теллур и др.

По своим флотационным свойствам никелевые минералы – сульфиды и арсениды – близки к пириту и арсенопириту. Значительно лучше флотируются они длинноцепочечными собирателями, например бутиловым ксантогенатом, а не этиловым. Флотируемость пентландита существенно выше флотируемости пирротина. Флотируемость того и другого сильно зависит от степени изоморфного замещения никеля в этих минералах железом и кобальтом, а также от степени окисленности. Пентландит и пирротин окисляются значительно быстрее, нежели другие сульфиды. При окислении на поверхности этих минералов образуется труднорастворимая пленка гидроксида трехвалентного железа, которая предотвращает адсорбцию ионов ксантогената. Поэтому в щелочной среде при аэрации пульпы создаются условия для успешного подавления этих минералов и флотации халькопирита. Этому способствует также пониженная скорость флотации пентландита и пирротина.

Флотируемость этих минералов значительно повышается при активации медным купоросом, когда ионы меди сорбируются на поверхности минералов с вытеснением ионов железа из кристаллической решетки минерала.

Введение сернистого натрия перед активацией медным купоросом также повышает сорбцию ксантогената на поверхности пирротина и пентландита и их флотуруемость. Часто при флотации медно-никелевых руд применяются дитиофосфаты, которые являются не только хорошими пенообразователями, но и повышают извлечение никельсодержащих сульфидов.

На зарубежных обогатительных фабриках, обогащающих никелевые сульфидные руды, используются амиловый, изопропиловый, изобутиловый и этиловый ксантогенаты. Так, на обогатительных фабриках Канады амиловый ксантогенат применяется при переработке 81 % никелевых руд, на фабриках Финляндии – 45 %. Средний расход этого ксантогената составляет, соответственно, 54 и 360 г/т. Почти повсеместно в качестве пенообразователей применяются Дауфрос (22 г/т) и МИБК (56 г/т). В Финляндии еще широко (на 50 % фабрик) используется сосновое масло, расход которого составляет в среднем 420 г/т.

Основные трудности обогащения сульфидных медно-никелевых руд связаны с разделением сульфидов меди и никеля. Это объясняется прежде всего изменением флотационных свойств сульфидов никеля в зависимости от содержания в них железа, тонкой взаимной вкрапленностью сульфидов меди и никеля, сложностью подавления никелевых сульфидов после их активации медным купоросом и сложностью вещественного состава минералов пустой породы, среди которых часто присутствуют легкофлотуемые алюмосиликаты (тальк, хлорит, серпентин).

Значительные сложности при селективной флотации медно-никелевых минералов вызывает присутствие в руде таких сульфидов меди, как кубанит CuFe_2S_3 , талнахит $\text{Cu}_9\text{Fe}_8\text{S}_{16}$ и моихукит $\text{Cu}_9\text{Fe}_9\text{S}_{16}$, которые при флотации в щелочной среде подавляются.

При наличии в рудах легкофлотуемых минералов пустой породы – алюмосиликатов – для их подавления применяются органические соединения, среди которых наибольшее распространение получила карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), впервые использованная для этой цели при флотации медно-никелевых руд Кольского полуострова. На ряде зарубежных фабрик применяется декстрин, гуарек и гуаровая смола, а также сочетание КМЦ с жидким стеклом. Подавление пустой породы КМЦ лучше проходит в содовой среде при pH 7,5–9,5. Иногда подавление силикатных минералов осуществляется в кислой среде при pH 3,0–3,5 в присутствии серной или сернистой кислоты. Для активации пирротина обычно подается медный купорос (35–50 г/т).

Медно-никелевые руды обогащаются по прямым селективным, коллективно-селективным и комбинированным схемам.

По схеме селективной флотации обогащаются сплошные руды рудника Комсомольского.

Вкрапленные медно-никелевые руды обогащаются по схеме коллективной флотации с получением коллективного медно-никелевого концентрата, который в зависимости от соотношения меди и никеля селективно разде-

ляют на медный и никелевый концентраты или подвергают плавке с получением фанштейна. При соотношении меди и никеля больше двух коллективный концентрат селективно разделяется, если же это соотношение меньше двух, концентрат подвергается плавке с получением фанштейна, который затем разделяется по методу И.Н. Масляницкого.

По схеме коллективной флотации измельчение руды в I стадии осуществляется до 40–50 % класса $-0,074$ мм, после чего руда направляется на межцикловую флотацию, которая проводится в щелочной среде при pH 9–10. Собиратели (бутиловый, амиловый ксантогенаты, бутиловый дитиофосфат или их сочетания) лучше подавать в мельницы, где они могут взаимодействовать со свежееобнаженной поверхностью пирротина, способного к быстрому окислению. Последующая основная флотация проводится при доизмельчении хвостов межциклового флотации до крупности 60–80 % класса $-0,074$ мм. Межцикловая и основная флотации проводятся, как правило, в открытом цикле, а получаемые промпродукты перерабатываются в отдельном цикле при доизмельчении до 90–100 % класса $-0,074$ мм. Получаемые в этом цикле концентраты объединяются с концентратами основной флотации. Иногда для повышения технологических показателей обогащения применяется раздельная флотация песков и шламов с подачей дополнительного собирателя – аполлярного масла (керосин, машинное масло и т. п.).

Схема коллективной флотации применяется на Ждановской обогатительной фабрике, где перерабатываются бедные вкрапленные медно-никелевые руды Ждановского месторождения. Эти руды отличаются низким и неоднородным содержанием никеля в различных участках месторождения; весьма тонкой и неоднородной вкрапленностью рудных минералов при их тонком взаимном проращении (средняя вкрапленность рудных минералов колеблется от 5 мкм до 1 мм, раскрытие происходит при измельчении до 85–95 % класса $-0,074$ мм); повышенным содержанием неизвлекаемого никеля (18,8–45,8 %), связанного как с эмульсионной вкрапленностью сульфидов, так и с наличием силикатных форм никеля в кристаллической решетке оливина, хлорита и серпентина; неоднородным составом руд, представленных помимо основной разновидности – бедных вкрапленных руд – богатыми вкрапленными брекчиевыми, сплошными массивными сульфидными рудами, оруденелыми филлитами и оталькованными разновидностями, которые являются наиболее труднообогатимыми; повышенной твердостью (14–16 по шкале Протодяконова) и трудной измельчаемостью.

Рудные минералы представлены пентландитом, никеленосным пирротинном, халькопиритом, магнетитом, встречаются также виоларит и сперрит. Сульфидный никель на 74–89 % связан с пентландитом и на 11–26 % с пирротинном. Породообразующие минералы – оливин, пироксен (20–60 %) и продукты их изменения (80–40 %) – серпентин, серицит, тальк, хлорит, слюда, кальцит.

Сульфидные минералы и магнетит тесно срастаются между собой. В магнетите сульфидные минералы присутствуют в виде зерен размером 0,01–0,1 мм. В пирротине крупность вкрапленных зерен пентландита и халькопирита составляет 0,002–0,02 мм. Агрегаты рудных зерен почти повсеместно пронизаны по трещинам нерудными минералами. Халькопирит имеет тонкую вкрапленность размером от 0,0001 до 0,01 мм. Пентландит находится как в виде тонких включений в никеленосном пирротине, так и в виде твердого раствора или субмикроскопической вкрапленности. Во всех минералах Ждановского месторождения никель присутствует в виде тонкодисперсной либо изоморфной примеси.

Соотношение никеля, меди и кобальта в руде составляет 1:3,3:2,5. Руда Ждановского месторождения характеризуется различной флотуруемостью сульфидов никеля и отрицательным влиянием шламов силикатных минералов. Флотуруемость пентландита этих руд зависит от содержания в нем никеля и железа, с увеличением содержания которых возрастает его флотационная активность и скорость флотации. Плохо флотуруется и уходит с отвальными хвостами пентландит с минимальным содержанием никеля и кобальта и повышенным содержанием железа. Наиболее труднофлотуемый никелевый минерал в рудах – легкоокисляемый моноклинный пирротин, на флотуемость которого также влияют тальк, актинолит и хлорит.

Сплошные, брекчиевидные и вкрапленные медно-никелевые руды перерабатываются на обогатительных фабриках Канады по коллективной схеме флотации. Среднее содержание никеля в этих рудах составляет 1,7 %, меди – 1,4 %.

Химический состав никелевых концентратов при обогащении данных руд в России представлен в [табл. 4.2](#).

Таблица 4.2

Химический состав никелевого концентрата
(Талнахская обогатительная фабрика)

Компонент	Массовая доля, %, в концентрате	
	богатом	бедном
Никель	7,76	5,43
Медь	3,69	2,64
Кобальт	0,319	0,214
Железо	50,2	51,63
Сера	35,89	34,73
Двуокись кремния	0,68	2,16
Окись кальция	0,43	0,98
Окись магния	0,22	0,64
Окись алюминия	0,24	0,893

Требования к никелевым и медно-никелевым концентратам определяются в каждом конкретном случае в зависимости от отношения металлов, их

общего содержания, состава породобразующих минералов, наличия сопутствующих компонентов и других условий. Получаемые никелевые концентраты (для последующей плавки на файнштейн) должны содержать никеля не менее 3,5 %, а оксида магния, повышающего тугоплавкость шихты, – не более 15–20 %. Массовая доля компонентов в коллективном концентрате, получаемом на Норильском ГМК, в зависимости от кондиции на никелевый концентрат может колебаться в следующих пределах: никеля – от 3 до 4,5 %, меди – от 8 до 12 %, серы – от 23 до 27 %, сульфидной массы – от 56 до 67 % [1, 3, 4].

Материалы, приборы и оборудование

Навеска медно-никелевой руды массой 100 г, мерный цилиндр объемом 500 мл, растворы флотационных реагентов заданной концентрации, кленки, совки, чашки емкостью 400 мл, резиновый шланг со стеклянной трубкой на концах, деревянная лопаточка, рН-метр, лабораторная флотационная машина механического типа с вместимостью камеры 0,5 л (см. [рис. 1.1](#), [табл. 1.5](#)).

Порядок выполнения работы

1. Получить навеску медно-никелевой руды и задание в виде перечня реагентов. Определить реагентный режим по схеме, изображенной на [рис. 4.1](#). После согласования с преподавателем реагентного режима приступить к работе.
2. Промыть мельницу, загрузить в нее руду, реагенты. При этом должно выполняться соотношение $T:Ж:Ш = 1:0,5:8$. Количество реагентов, которые необходимо подать в процесс, вычислить по формуле (1.1). Измельченную руду в виде пульпы загрузить в камеру флотационной машины, измерить значение рН и после подачи реагентов в соответствии с режимом осуществить флотацию, классификацию, доизмельчение по схеме, с обязательным определением времени флотации в каждой операции и значения рН.

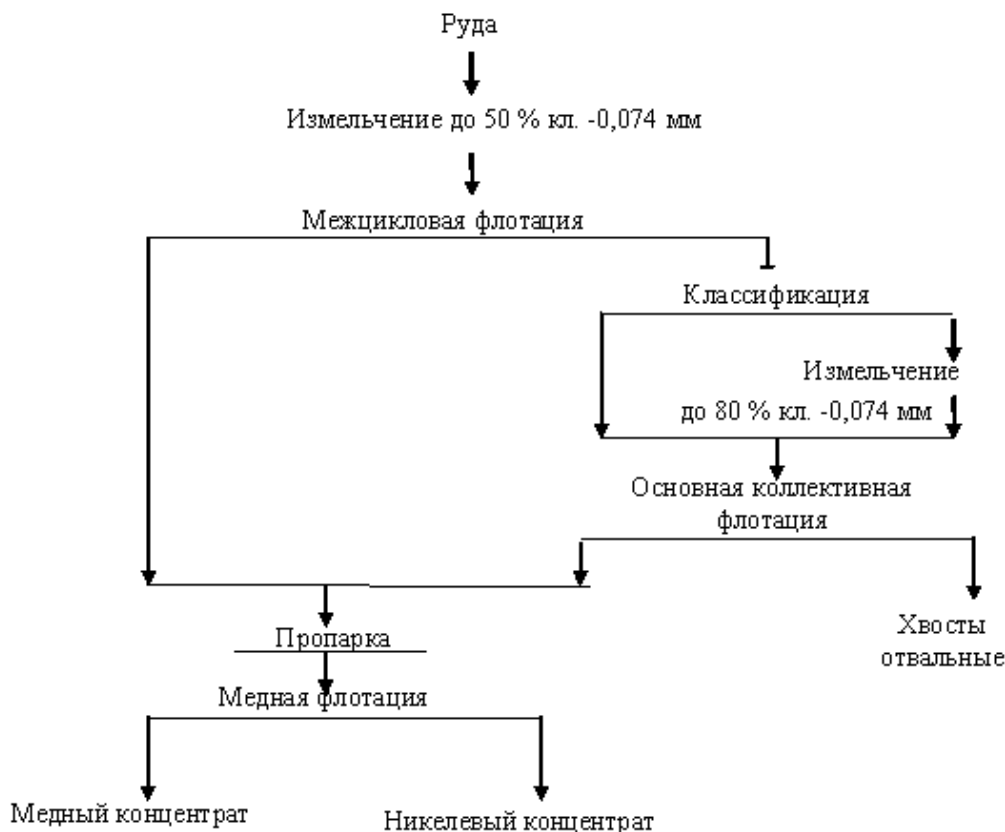


Рис. 4.1. Технологическая схема обогащения медно-никелевой руды

3. Все продукты собрать в отдельные приемники, высушить, взвесить, отобрать пробы на химический анализ.

Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет основных технологических показателей.
2. Составить баланс металлов, который оформить в виде [табл. 1.6](#).

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите основные минералы меди и никеля, которые находятся в медно-никелевых рудах.
2. Охарактеризуйте схемы обогащения медно-никелевых руд. Перечислите их достоинства и область применения.
3. Какие технологические показатели достигаются при обогащении медно-никелевых руд?
4. Назовите сопутствующие элементы, находящиеся в медно-никелевых рудах.
5. Чем обусловлены трудности обогащения медно-никелевых руд?
6. Перечислите способы интенсификации флотации пирротина.

Лабораторная работа 5

ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННЫХ СХЕМ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-НИКЕЛЕВО-ПИРРОТИНОВЫХ РУД С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕДНОГО, НИКЕЛЕВОГО И ПИРРОТИНОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ

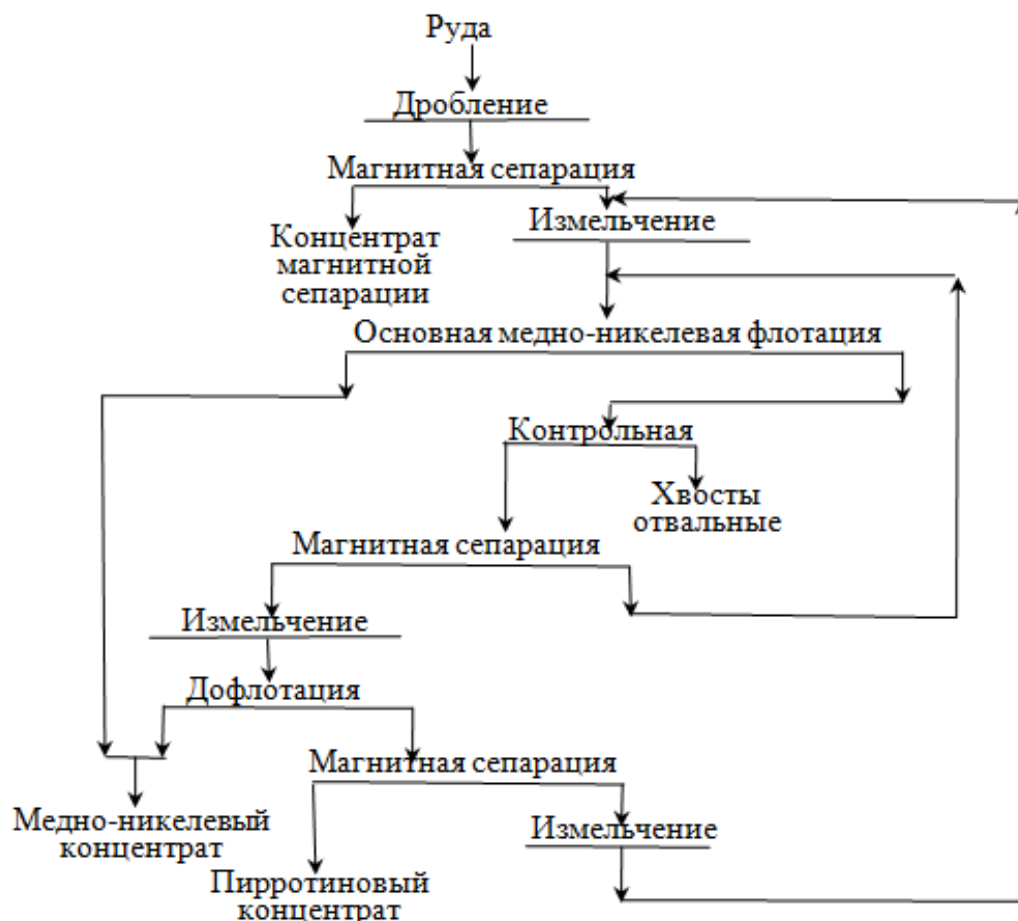
Цель работы: получить медный, никелевый и пирротиновый концентраты из медно-никелево-пирротиновой руды.

Краткие теоретические сведения

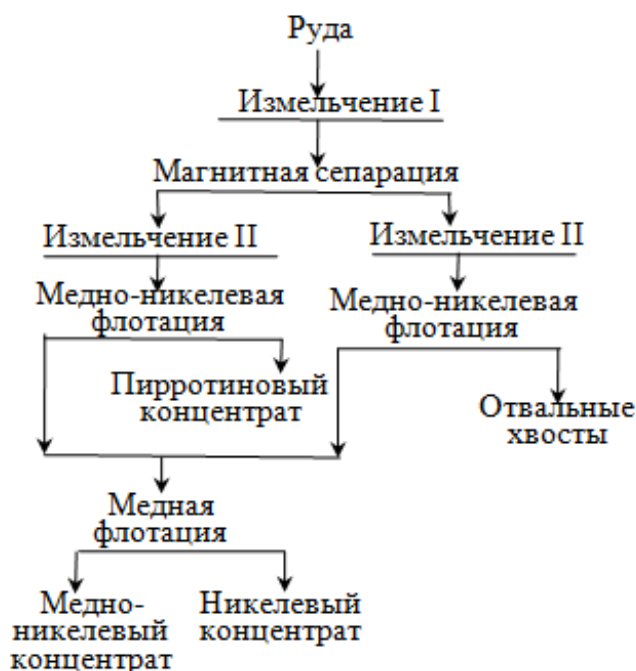
Комбинированные магнитно-флотационные схемы переработки медно-никелевых руд ([рис. 5.1](#)) применяются при наличии в рудах значительных количеств никеля и меди, обусловленных выделениями сильномагнитных (моноклинных) разновидностей пирротина.

Магнитная сепарация может применяться для удаления крупных выделений пирротина из дробленой руды ([рис. 5.1, а](#)), разделения исходного питания флотации на магнитную и немагнитную фракции, для переработки каждой из которых могут быть созданы наиболее оптимальные условия последующей флотации ([рис. 5.1, б](#)), доизвлечения пирротина из различных продуктов флотации ([рис. 5.1, а](#)). Так, рассмотрение предложенных магнитно-флотационной, обжиг-магнитно-флотационной и флотационно-магнитной схем обогащения норильских медно-никелевых руд показало, что выделение пирротина в голове процесса позволит повысить качество медного и никелевого концентратов, уменьшить фронт флотации, сократить расход флотореагентов, улучшить экологические условия на металлургических заводах за счет выведения части пирротина из пирометаллургического производства.

На фабриках «Фруд Стоби» и «Кларабелл» удаляют до 70 % пирротина магнитной сепарацией руды, измельченной до 15 % класса +0,2 мм. Немагнитную фракцию флотируют с получением коллективного медно-никелевого концентрата и концентрата контрольной флотации, который на фабрике «Кларабелл» объединяют с магнитным пирротиновым концентратом и перекачивают на фабрику «Коппер Клифф».



a



б

Рис. 5.1. Принципиальные схемы обогащения медно-никелевых руд на фабриках «Фалконбридж» (а) и «Камбалда» (б)

На фабрике «Коппер Клифф» сначала удаляют магнитный моноклинный пирротин. После повторной магнитной сепарации и доизмельчения не-

магнитной фракции с целью раскрытия зерен халькопирита и пентландита проводят двухстадийную флотацию: на I стадии получают коллективный концентрат, а на II, проводимой в известковой среде, – никелевый концентрат, удаляя пирротин с хвостами флотации. На фабрике «Фруд Стоби» имеется свой цикл удаления пирротина.

Во всех случаях комбинирование методов флотации и магнитной сепарации позволяет более эффективно решать проблемы комплексного использования медно-никелевых руд с получением или коллективных медно-никелевых концентратов с оптимальным соотношением содержания меди и никеля в них (рис. 5.1 а), или одноименных медных и никелевых концентратов, или медных, никелевых и пирротинных концентратов.

Полнота извлечения ценных компонентов при переработке вкрапленных медно-никелевых руд определяется не только извлечением сульфидов никеля и меди, но и полнотой извлечения никельсодержащего пирротина, с которым связана также иногда значительная часть сопутствующих металлов и элементов (кобальта, селена, теллура, металлов платиновой группы, серебра, золота и др.). Так, недоизвлечение 40–50 % пирротина на некоторых фабриках России приводит к потерям в хвостах флотации 4,7–5,5 % Ni, 0,9–1,3 % Cu, 3,0–7,2 % металлов платиновой группы. Причинами недоизвлечения пирротина являются трудности переработки низкосортных никельсодержащих пирротинных концентратов наряду с отсутствием эффективной технологии их очистки от примесей легкофлотируемых минералов породы. Применение для этих целей магнитной сепарации осложняется наличием немагнитных (гексагональных) разновидностей пирротина в рудах.

Флотационное извлечение сульфидов меди и никеля и никеленосного пирротина в коллективный концентрат осуществляют с применением сильных собирателей. В коллективном цикле поддерживают pH, равное 8–9, которую создают загрузками соды. Известь для этих целей не используют из-за депрессирующего действия катионов кальция на никельсодержащие минералы.

Для активации никеленосного пирротина и никелевых минералов используют медный купорос и сернистый натрий с медным купоросом. Однако слабокислая среда является более предпочтительной по сравнению со щелочью для активации флотации пирротина медным купоросом. Слабокислая среда (pH = 5,5–6,0) может создаваться щавелевой, сернистой кислотами или продувкой сернистым газом.

Коллективный медно-никелевый концентрат подвергают непосредственному флотационному разделению, если отношение массовой доли меди и никеля больше на два. Селекция концентратов основана на депрессии флотации пентландита и пирротина в щелочной среде (pH = 9–12), создаваемой известью.

Кубанит, талнахит депрессируют в сильно щелочной среде, поэтому их селекцию осуществляют в нейтральной или слабокислой среде (pH = 5,5–7,5) в присутствии сульфата натрия (до 700 г/т) после предварительной аэрации в течение 20 мин с целью окисления депрессии никелесодержащих минералов.

На подавляющем большинстве фабрик разделение коллективного медно-никелевого концентрата ведут в сильнощелочной известковой среде (pH = 11).

Иногда помимо извести загружают небольшое количество цианида (1 г/т), сульфит натрия, гексаметафосфат натрия, органические коллоиды [1, 4, 5]. Требования, которым должны соответствовать медные концентраты, представлены в [табл. 1.3](#).

Материалы, приборы и оборудование

Навеска медно-никелевой руды массой 100 г, мерный цилиндр объемом 500 мл, растворы флотационных реагентов заданной концентрации, клеенки, совки, чашки емкостью 400 мл, резиновый шланг со стеклянной трубкой на концах, деревянная лопаточка, рН-метр, флотационная машина механического типа вместимостью камеры 0,5 л (см. [рис. 1.1](#), [табл. 1.5](#)), сепаратор электромагнитный валковый типа ЭВС-10/5 ([рис. 5.2](#), [табл. 5.1](#)).



Рис. 5.2. Сепаратор электромагнитный валковый типа ЭВС-10/5

Таблица 5.1

Техническая характеристика сепаратора электромагнитного валкового типа ЭВС-10/5 (для сухого разделения слабомагнитных руд и материалов на магнитные и немагнитные компоненты)

Показатели	Значения
Крупность исходного материала, мм, не более	2
Магнитная индукция в рабочей зоне на выступах валка, Тл	1,7
Диаметр рабочей части валка, мм	100

Показатели	Значения
Длина рабочей части валка, мм	50
Величина рабочего зазора, мм	7–10
Частота вращения валка, об/мин	70
Мощность привода валка, кВт	0,18
Мощность электромагнитной системы, А, не более	0,5
Сила тока в обмотке электромагнитной системы, А, не более	12
Габаритные размеры, мм (длина, ширина, высота)	540x340x50
Масса, кг	105

Порядок выполнения работы

1. Получить навеску медно-никелевой руды и задание в виде перечня реагентов. Определить реагентный режим по схеме, приведенной на [рис. 5.3](#), и после согласования с преподавателем приступить к работе.

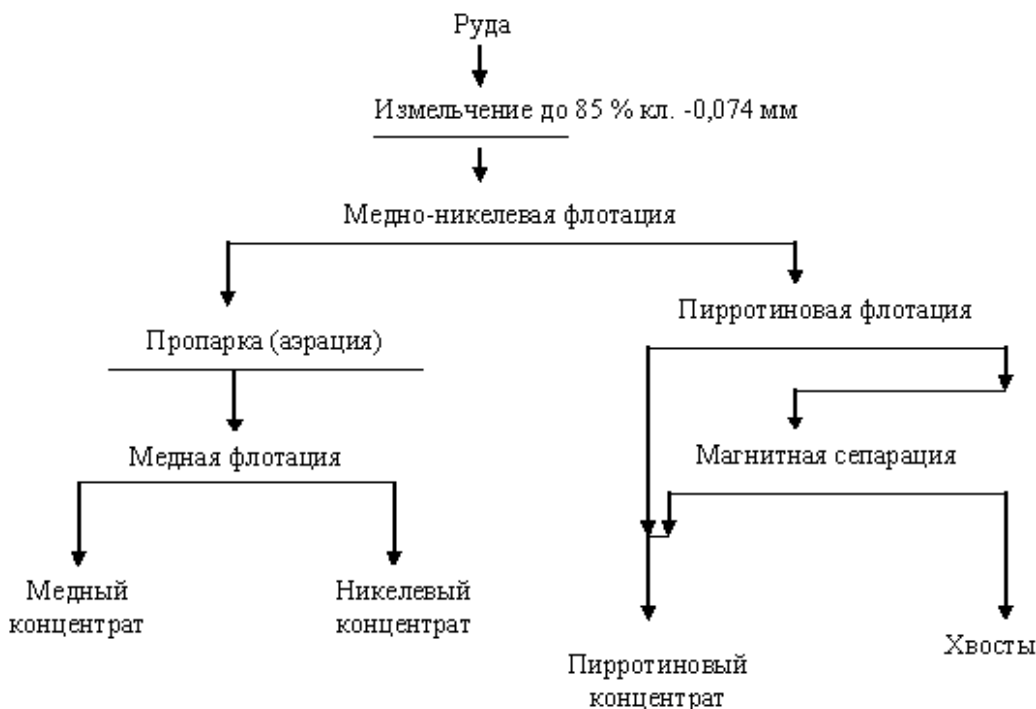


Рис. 5.3. Технологическая схема обогащения медно-никелево-пирротиновой руды

2. Промыть мельницу, загрузить в нее воду, руду, реагенты. При этом должно выполняться соотношение Т:Ж:Ш = 1:0,5:8. Количество подаваемых реагентов вычислить по формуле (1.1). Измельченную руду в виде пульпы загрузить в камеру флотационной машины, измерить значение рН и после подачи реагентов в соответствии с режимом осуществить флотацию по схеме с обязательным определением времени флотации в каждой операции и значения рН.

3. Все продукты собрать в отдельные приемники, высушить, взвесить, отобрать пробы на химический анализ.

Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет технологических показателей.
2. Составить баланс металлов, который оформить в виде [табл. 1.6](#).

Контрольные вопросы и задания

1. Почему циклы флотации никеля состоят из одной – двух, редко трех операций?
2. Какие операции технологической схемы позволяют снизить потери металлов в пирротиновом концентрате и отвальных хвостах?
3. Для каких целей вводятся операции магнитной сепарации в технологические схемы переработки медно-никелевых руд?
4. Какой металл теряется при металлургическом переделе: медь в никелевом или никель в медном концентрате?
5. Назовите достоинства и недостатки «кислотной» технологии переработки медно-никелевых руд.
6. Если медь представлена талнахитом, кубанитом, каким будет реагентный режим?
7. Перечислите реагенты-депрессоры для пентландита.
8. Какие месторождения медно-никелевых руд вы знаете? По каким схемам работают обогатительные фабрики, перерабатывающие эти руды?
9. Перечислите факторы, определяющие сложность обогащения медно-никелевых руд.

Лабораторная работа 6 ОБОГАЩЕНИЕ СУЛЬФИДНОЙ МЕДНО-ЦИНКОВО-ПИРИТНОЙ РУДЫ ПО КОЛЛЕКТИВНО-СЕЛЕКТИВНОЙ СХЕМЕ С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕДНОГО, ЦИНКОВОГО И ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТОВ

Цель работы: получить медный, цинковый и пиритный концентраты из сульфидной медно-цинково-пиритной руды.

Краткие теоретические сведения

В природе известно 66 минералов, в состав которых входит цинк, однако его основными промышленными минералами являются в сульфидных рудах сфалерит, в окисленных – смитсонит и каламин ([табл. 6.1](#)).

Таблица 6.1

Характеристика основных цинковых минералов

Минерал	Формула	Содержание цинка, %	Плотность, г/см ³	Твердость по шкале Мооса
Сфалерит	ZnS	67,1	3,5–4,2	3–4
Смитсонит	ZnCO ₃	59,5	3,58–3,80	2,5
Каламин	2ZnO ₄ ·SiO ₂ ·H ₂ O	53	3,4–3,5	4–5
Цинкит	ZnO	80,3	5,7	5–6
Виллемит	2ZnO·SiO ₂	59,1	4,1	4
Франкилит	(Zn,Mn)O·Fe ₂ O ₃	–	5,0–5,2	6

Сфалерит, или *цинковая обманка*, ZnS – основной (промышленный) минерал цинка. Он обычно присутствует в гидротермальных залежах всех видов. Содержит в виде изоморфных примесей железо (до 26 %), марганец, кадмий, галлий, германий, индий, кобальт, ртуть. Богатая железом разновидность сфалерита – мартит – отличается бурым, коричневым или даже черным цветом в зависимости от содержания железа. Бесцветная или слабоокрашенная разновидность (содержащая мало железа) называется клейофаном. Кроме того, различают две полиморфные модификации цинковой обманки – кубическую (сфалерит) и гексагональную (вюрцит).

Структура сфалерита – плотнейшая кубическая упаковка из атомов серы, в тетраэдрических пустотах которой находятся атомы цинка. В природных кристаллах цинковой обманки возможны чередования кубических и гексагональных разновидностей. Блеск сфалерита алмазный.

Сфалерит – самый плохой проводник электричества среди обычных сульфидов. Для чистого сфалерита удельное сопротивление составляет 10¹² Ом·м. Наличие электропроводности у сфалерита объясняется присутствием примесей и, прежде всего, железа, которое ввиду близости ионных радиусов с цинком может его изоморфно замещать в кристаллической решетке.

Смитсонит ZnCO₃ (64,9 % ZnO) – типичный минерал зоны окисления месторождений первичных сульфидных руд цинка. Он относится к группе природных карбонатов; содержит в виде примесей железо, марганец, кадмий, кобальт, магний, свинец. Кристаллизуется в тригональной системе, но крупные кристаллы редки, обычно встречается в виде зернистых или землистых масс и натечных агрегатов. Имеет окраску от белой до желтоватой и бурой.

Каламин, или *гемиморфит*, *галмей*, 2ZnO·SiO₂·H₂O относится к водным силикатам цинка. Образуется в зоне окисления свинцово-цинковых месторождений. Кристаллизуется в ромбической системе, но кристаллы обычно мелкие и встречаются только в пустотах. Чаще наблюдается в виде кристаллических корок с радиально-лучистым строением, иногда в виде почковидных и сталактитовых масс. Цвет от белого до зеленоватого (с примесью железа) и голубоватого (с примесью меди). Иногда образует в зоне окисления значительные скопления, имеющие промышленные значения (о. Сардиния).

Трудности обогащения медно-цинковых руд обусловлены несколькими причинами.

1. Сложное и довольно тесное взаимопрорастание части сульфидов, для раскрытия которых требуется очень тонкое измельчение. Например, для вкрапленных сульфидных руд Урала необходимая крупность измельчения составляет 90–96 % класса $-0,074$ мм, а для сплошных колчеданных руд – 90–94 % класса $-0,043$ мм. Многообразие медьсодержащих минералов, обладающих различной измельчаемостью, также предопределяет некоторые трудности в выборе схемы измельчения и классификации. При существующей технике измельчения половина потерь меди и цинка в хвостах и разноименных концентратах приходится на сrostки, тогда как другая половина потерь сульфидов этих металлов связана с их переизмельчением. Недостаточная степень раскрытия сrostков сульфидных минералов при переизмельчении их части на некоторых фабриках обусловлена также многосортностью и переменным составом смеси перерабатываемых руд, отличающихся своими физическими свойствами и измельчаемостью. Необходимость сокращения потерь требует дальнейшего совершенствования измельчительных и классифицирующих аппаратов и режимов их работы, развития стадильности схем измельчения и флотации (учитывая полидисперсную вкрапленность минералов меди, цинка, пирита и наличие различных их генераций), совершенствования и оптимизации селективной флотации тонкоизмельченных материалов.

2. Близость флотационных свойств сульфидов меди и активированных ионами меди сульфидов цинка. В обоих случаях на поверхности образуются медьсодержащие соединения собирателя. Избирательное разрушение и предотвращение образования таких соединений на сульфидах цинка в условиях селективной флотации требует тщательной регулировки соотношения концентраций реагентов в пульпе.

3. Неодинаковая флотируемость различных сульфидов меди и цинка. Вторичные сульфиды меди (ковеллин, борнит, халькозин), не затронутые процессами окисления, обладают обычно более высокой флотационной способностью, чем халькопирит, который, в свою очередь, флотируется лучше, чем теннантит или тетраэдрит. Причиной неодинаковой флотируемости разных сульфидов меди являются различия в природе их поверхности, способности к окислению и в значениях необходимой концентрации собирателя при флотации. Одна из причин неодинаковой флотируемости разновидностей сфалерита – различное содержание в них изоморфной примеси железа (от 0 до 20 %), кадмия (до 2,5 %), индия, галлия. Например, возрастание содержания изоморфного железа в сфалерите увеличивает его чувствительность к депрессирующему действию извести. Так как сфалерит активируется не только при загрузке медного купороса, но и под действием катионов тяжелых металлов, находящихся в равновесии с продуктами окисления или растворения других сульфидов, то различная степень «природной» активации сульфидов цинка в различных участках одного и того же месторождения также может послужить причиной неодинаковой флотируемости сфалерита. Особенно сильная акти-

вазия его наблюдается в присутствии вторичных сульфидов и окисленных минералов меди, что является основной причиной особых трудностей флотационного разделения сульфидов меди и цинка при переработке руд зоны вторичного обогащения. Легкая окисляемость вторичных сульфидов меди при этом и наличие растворимых минералов меди в некоторых типах руд приводят к активации не только сульфидов цинка, но и сульфидов железа, что еще более осложняет селективную флотацию сульфидных минералов.

4. Непостоянство вещественного состава руд по содержанию основных металлов, сульфидов и вторичных минералов меди, создающее при отсутствии усреднительных и шихтовальных складов и систем автоматизации значительные трудности при регулировании технологического процесса и управлении им на обогатительных фабриках.

Отмеченные особенности вещественного состава являются причиной недостаточно высоких показателей обогащения некоторых медно-цинковых руд и преодолеваются посредством разработки развитых технологических схем с использованием эффективных реагентных режимов селективной флотации, учитывающих флотационные свойства разделяемых минералов.

В России медно-цинковые руды расположены на Урале и являются в основном колчеданными. Эти руды сильно различаются по минеральному составу, характеру вкрапленности ценных минералов, содержанию меди, цинка и серы и их соотношению. Кроме того, для них характерно преобладание сульфидов железа (пирита, пирротина, марказита), суммарное содержание которых может достигать 90 %. Другие рудообразующие сульфидные минералы – халькопирит, сфалерит, борнит, блеклые руды, галенит. Содержание их не превышает 15–20 %. Минералы пустой породы представлены серицитом, хлоритом, кварцем и баритом.

Все колчеданные руды отличаются сложным минеральным составом (в них обнаружено около 130 минералов), разнообразной текстурой (от массивной до колломорфной), структурой и степенью метаморфизма. Один и тот же минерал может быть представлен генерациями, различающимися формой, размером зерен, содержанием микропримесей и включениями других минералов.

Основной рудообразующий минерал – пирит – представлен 3–4 генерациями кристаллических и колломорфных образований различной крупности (0,001–30 мм). Халькопирит находится в трех генерациях, имеет размер выделений 0,001–2 мм и связан с пиритом и сфалеритом. Сфалерит представлен мелкими изолированными включениями в пирите, а также прожилками и колломорфными образованиями, связанными с халькопиритом и пиритом. Крупность зерен сфалерита 0,001–0,5 мм. В халькопирите, сфалерите и пирите имеются мелкие включения блеклых руд с размером зерен 0,02–0,5 мм.

Флотационные свойства сфалерита изучены достаточно подробно. Флотируемость его, как установлено многочисленными исследованиями, зависит от вещественного состава и элементов, которые могут входить в виде изоморфной примеси в его кристаллическую решетку. Они оказывают влия-

ние на характер взаимодействия сфалерита с собирателями, подавителями и активаторами.

Особенно большое влияние на флотированность сфалерита оказывает двухвалентное железо. Однако однозначной зависимости между флотированностью сфалерита и содержанием в нем железа (0,64–19,5 %) не наблюдается. Флотационные свойства сфалерита обуславливаются не только содержанием примесного железа, но и тем, в какой форме оно находится: в виде изоморфной примеси или в виде эмульсионной вкрапленности пирротина. При изоморфной форме примесного железа флотированность сфалерита возрастает с уменьшением содержания железа. Если железо присутствует в виде пирротина, такой связи не наблюдается.

Лучше всего флотируется маложелезистый сфалерит. Увеличение содержания железа в кристаллической решетке сфалерита повышает его способность к окислению и гидратации в результате образования на поверхности гидроксида железа. Увеличение содержания железа приводит к снижению флотированности неактивированного сфалерита, что объясняется слабой прочностью закрепления ксантогената вследствие хорошей растворимости образующихся ксантогенатов цинка и железа.

Неактивированный свежееобнаженный сфалерит обладает достаточно хорошей естественной флотированностью и может флотироваться в кислой среде одним вспенивателем. Добавки углеводородов, например керосина, повышают флотированность такого сфалерита. В отличие от других сульфидов окисление поверхности сфалерита приводит к снижению его флотированности, что можно объяснить образованием ионов SO_4^{2-} и Zn^{2+} , которые повышают гидратацию поверхности. Продуктами окисления сульфидов цинка до pH 5,0–5,2 является карбонат цинка ZnCO_3 , при более высоких значениях pH преобладает $\text{Zn}(\text{OH})_2$. В нейтральной, слабокислой и слабощелочной среде присутствуют оба продукта окисления сфалерита. Если в сфалерите имеется железо, то в продуктах реакции окисления содержатся $\text{Fe}(\text{OH})_3$, $\text{Fe}(\text{OH})_2$ и FeCO_3 .

В качестве пенообразователей на зарубежных фабриках применяют в основном метилизобутилкарбинол (примерно 75 г/т), сосновое масло (примерно 25 г/т) и реже доуфрос, ТЭБ; в отечественной практике используют главным образом Т-80, ИМ-68 и тяжелые масла.

Для активации флотации сульфидов цинка наиболее широко применяют медный купорос.

Высшие ксантогенаты могут хорошо флотировать неактивированный сфалерит. Однако обычно для улучшения флотированности сфалерит перед взаимодействием его с собирателем активируют. Лучшими активаторами его поверхности являются соли тяжелых металлов, которые образуют с ксантогенатом более труднорастворимые соединения, чем цинк. Практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих сфалеритсодержащие руды, для активации сфалерита применяют медный купорос.

Медно-цинковые руды относятся к наиболее сложным с позиции селективной флотации. Как отмечалось выше, это объясняется прежде всего сложностью их вещественного состава, характером вкрапленности ценных

минералов, близостью флотационных свойств минералов меди и цинка. Медно-цинковые руды обогащаются по схеме прямой селективной или коллективно-селективной флотации.

При *прямой селективной флотации* измельчение руды осуществляется до крупности 85–95 % класса –0,074 мм, когда происходит раскрытие основной массы тонковкрапленных зерен халькопирита, сфалерита и пирита. В измельчение подаются реагенты для флотации халькопирита и подавления сфалерита и пирита. Из хвостов медной флотации после активации сфалерита медным купоросом получают цинковый концентрат. Такая схема применяется при флотации медно-цинковых вкрапленных и сплошных руд, в которых медные минералы представлены в основном халькопиритом, а сфалерит не активирован ионами меди. Селективная флотация медно-цинковых руд применяется на Сибайской фабрике, фабриках «Руттен», «Фокс», «Экстол» и «Квемонт» (Канада), а также на фабриках Финляндии и Норвегии.

На обогатительной фабрике Сибайского медно-серного комбината перерабатываются медно-цинковые руды, которые отличаются химическим и минеральным составом, размером и характером вкрапленности, текстурными особенностями и физико-химическими свойствами. Медные и медно-цинковые руды представлены как колчеданным, так и вкрапленным типом. Во всех рудах основным рудным минералом является пирит. Основным медным минералом – халькопирит. Цинк представлен сфалеритом.

Руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью сульфидных минералов, вплоть до эмульсионной вкрапленности халькопирита в сфалерите. Отделение их возможно лишь при измельчении до 95–100 % класса –0,044 мм. Пирит имеет полидисперсную вкрапленность, и его отделение от других сульфидных минералов происходит при измельчении до 75–80 % класса –0,074 мм. Неравномерная и сложная вкрапленность минералов вызвала необходимость применения трехстадиальной схемы измельчения. Крупность измельченной руды перед флотацией составляет 92–93 % класса –0,074 мм, а степень раскрытия минералов меди – 75–77 % (вместо 65–70 % по двухстадиальной схеме), цинка – 65–74 % (вместо 55–60 %).

При флотации колчеданных медно-цинковых руд хвосты цинковой флотации в большинстве случаев являются готовым пиритным концентратом, а при флотации вкрапленных руд получают пиритсодержащие хвосты, которые могут подвергаться перефлотации в слабокислой среде с выделением пиритного концентрата.

На большинстве уральских обогатительных фабрик (Среднеуральская, Красноуральская, Учалинская, Гайская), перерабатывающих медно-цинковые руды, флотация осуществляется по *коллективно-селективной схеме*.

В технологии селективной флотации медно-цинковых руд большое значение имеет явление природной активации сфалерита как в самом месторождении, так и при измельчении. Происходит это в результате окисления сульфидных медных минералов, особенно вторичных, а также при наличии в руде окисленных (малахита) и водорастворимых (халькантита) минералов меди.

Подавляется активированный сфалерит цианидами, причем не в результате сорбции на его поверхности, а в результате, во-первых, дезактивации ее растворением поверхностных ксантогенатных соединений и, во-вторых, удаления активирующих ионов меди с поверхности сфалерита.

Наиболее широко в практике селективной флотации для подавления сфалерита применяется сочетание цианидов и цинкового купороса. Соотношение цианида и цинкового купороса при подавлении сфалерита колеблется от 1:2 до 1:1 при pH 7,5–9,0 и расходе цианида 25–150 г/т руды. Этот режим имеет название Шеридана – Гризвольда.

При использовании смеси цинкового купороса с цианидом в режиме Шеридана – Гризвольда основными формами нахождения реагентов в пульпе будут осадки гидратокарбоната цинка $[Zn_{\alpha}(OH)_{\beta}(CO_3)_{\gamma}]$ и цианида цинка $[Zn(CN)_2]$. Депрессирующее действие смеси цианида с цинковым купоросом может быть при этом обусловлено:

дезактивацией сфалерита путем понижения концентрации ионов меди в пульпе за счет связывания их ионами цианида в труднодиссоциируемые комплексы;

растворением образовавшихся на поверхности активированных сульфидов цинка и железа соединений собирателя;

налипанием гидрофильных тонкодисперсных осадков цианида и гидратокарбоната цинка.

Смесь цинкового купороса и соды, представляющая собой нестехиометрические осадки гидратокарбонатов цинка, используют главным образом для флотационного отделения сульфидов меди и железа от сульфидов цинка в процессе обезжелезивания и обезжелезнения черновых цинковых концентратов.

В результате этого при pH пульпы 7,5–9,0, создаваемых содой, смесь цианида и цинкового купороса сильно депрессирует сульфиды цинка и железа.

Высокие технологические показатели селективной флотации достигаются при использовании в качестве депрессора смеси сульфоксидных соединений с солями тяжелых металлов.

Так, смесь сульфида натрия и сульфата железа хорошо депрессирует сульфиды цинка и железа, практически не оказывая влияния, а иногда даже активируя сульфиды меди, особенно халькопирит. Поэтому результаты отделения сульфидов меди от сульфидов цинка и железа при использовании данной смеси реагентов (при расходе около 3 кг/т коллективного концентрата) получаются более высокими или не хуже, чем с цианидом.

Смесь сульфита натрия (0,3–1,0 кг/т) с цинковым купоросом (0,5–2,0 кг/т) слабее депрессирует сфалерит, чем цианиды, но если руда имеет повышенное содержание растворимых в цианиде вторичных сульфидов меди или в ней присутствуют (хотя бы в малых количествах) карбонаты меди, то хорошая депрессия сфалерита цианидами не достигается. В таких случаях лучшие результаты получают при использовании в качестве депрессора сфалерита и пирита смеси цинкового купороса с сульфитом натрия.

Ферри- и ферроцианиды (50–100 г/т), депрессирующие сульфиды меди, применяют только при разделении медно-цинковых концентратов и продук-

тов, медь в которых представлена главным образом вторичными сульфидами. Значительную роль при этом играет соответствие структур поверхности минералов и образующегося осадка «смешанного» феррицианида, определяющее возможность прочного его закрепления на поверхности за счет возникновения между ними химических связей. Активированный сфалерит, несмотря на наличие катионов меди на его поверхности, не сорбирует осадки феррицианидов тяжелых металлов и не депрессируется в их присутствии, тогда как вторичные сульфиды меди такими осадками депрессируются достаточно эффективно при рН не более 8.

Характерным для флотации медно-цинковых руд является сочетание нескольких реагентов-депрессоров, в том числе: цианида, растворяющего ксантогенатные соединения меди на поверхности сфалерита; сернистого натрия, связывающего ионы меди и предотвращающего активацию цинковой обманки; сульфоксидных соединений (сернистой кислоты, сульфида натрия, тиосульфата натрия, бисульфита аммония), изменяющих окислительно-восстановительный потенциал пульпы и скорость окисления сульфидных ионов минералов в пульпе; цинкового или железного купороса, образующих с гидроксильными, карбонатными, цианидными и сульфоксидными ионами в определенных условиях соединения, гидрофилизирующие поверхность сфалерита; и щелочи (сода или извести). Применяемое сочетание реагентов обеспечивает депрессию и сульфидов железа. Следует отметить, что долю цианида в реагентных смесях постепенно уменьшают, а на некоторых фабриках он исключен полностью.

Эффективность действия реагентов-депрессоров при селективной флотации медно-цинковых руд в значительной мере определяется степенью оптимальности расхода собирателя. Его избыточный расход в коллективном и медном циклах обычно приводит к резкому снижению эффективности действия подавителей, несмотря на увеличение их расхода, и значительному возрастанию потерь металлов в разноименных концентратах [1, 3, 5, 15].

Требования, которым должны соответствовать медный, пиритный и цинковый концентраты, представлены в [табл. 1.3](#), [1.4](#) и [6.1](#).

Требования к качеству цинковых концентратов
(по ОСТ 48-31-81)[14]

Марка	Массовая доля, %												
	цинка, не менее		индия, не менее		примесей, не более								
	г.з.к.*		г.з.к.		железа		кремнезема		меди		мышьяка		
				г.з.к.		г.з.к.		г.з.к.		г.з.к.		г.з.к.	
КЦ-0	60	59	–	Не нормируется	3,8	4,0	1,8	2,0	0,8	0,9	0,05	0,05	
КЦ-1	58	56	–	То же	4,5	5,0	2	2	1,0	1,0	0,1	0,05	
КЦ-2	55	53	–	–/–/–	6	7	2,5	3	1,2	1,5	0,2	0,1	
КЦ-3	51	50	–	–/–/–	8	9	3,5	4	1,8	2,0	–	0,3	
КЦ-4	–	45	–	–/–/–	–	12	–	5	–	3,0	–	0,5	
КЦ-5	–	40	–	–/–/–	–	13	–	6	–	3,0	–	0,5	
КЦ-6	–	40	–	–/–/–	–	16	–	10	–	4,0	–	0,6	
КЦИ	–	40	–	0,04	–	18	–	6	–	3,5	–	0,5	

*Государственный знак качества.

Одним из основных направлений повышения качества концентратов и общего извлечения металлов следует считать выделение коллективных промпродуктов для переработки их специальными металлургическими методами, в качестве которых могут быть использованы автоклавное выщелачивание, электротермическая и циклонная плавка, плавка в жидкой ванне и другие пиро- и гидрометаллургические методы и процессы.

Материалы, приборы и оборудование

Навеска медно-цинково-пиритной вкрапленной руды массой 100 г, навеска сплошной медно-цинково-пиритной руды – 100 г, весы электрические, растворы флотационных реагентов (Na_2S , $\text{Ca}(\text{OH})_2$, изопропиловый, бутиловый ксантогенаты, Т-80), чашки, мерные цилиндры, кисти, клеенки, шпатели, ступки с пестиками, батарейный цилиндр, шланг со стеклянными трубками на концах, сетки на 100 мкм; ZnSO_4 , CuSO_4 , лабораторная флотационная машина механического типа вместимостью камеры 0,5 л (см. [рис. 1.1](#), [табл. 1.5](#)).

Порядок выполнения работы

1. Получить навеску руды и задание в виде технологических схем, приведенных на [рис. 6.1](#), [6.2](#). Определить реагентный режим по схеме и после согласования с преподавателем приступить к работе.

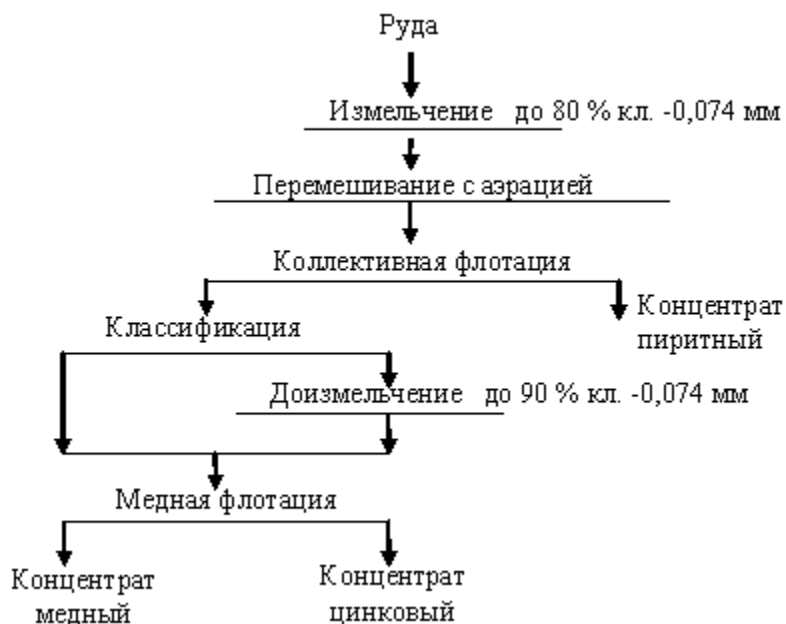


Рис. 6.1. Технологическая схема обогащения сплошных колчеданных руд

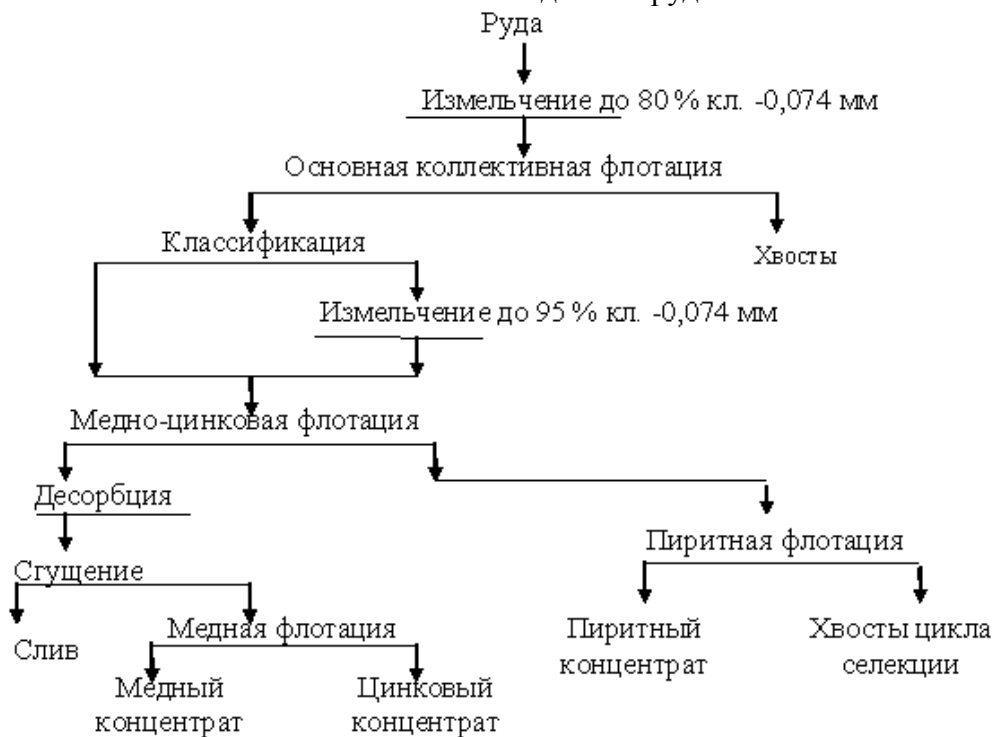


Рис. 6.2. Технологическая схема обогащения вкрапленных медно-цинково-пиритных руд

2. Промыть мельницу, загрузить в нее воду, руду, реагенты. При этом должно выполняться соотношение Т:Ж:Ш = 1:0,5:8. Количество реагентов вычислить по формуле (1.1). Измельченную руду загрузить в камеру флотационной машины, определить значение рН, подать реагенты и в соответствии с режимом осуществить флотацию по схеме.

3. Все продукты собрать в отдельные приемники, подписать, высушить, взвесить, отобрать пробы на химический анализ.

Обработка результатов опытов

1. Рассчитать основные технологические показатели.
2. Составить баланс металлов, который оформить в виде [табл. 1.6.](#)

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите основные минералы меди и цинка, имеющие промышленное значение и их флотационные свойства.
2. Назовите основные свойства (требования), которым должны удовлетворять медный, цинковый, пиритный концентраты.
3. Каковы основные трудности технологии обогащения медно-цинково-пиритных руд?
4. Перечислите способы активации цинковой обманки.
5. Назовите реагенты-собиратели, которые используются при обогащении на отечественных и зарубежных фабриках.
6. Охарактеризуйте режим Шеридана – Гризвольда, расходы реагентов. Когда он используется?

Лабораторная работа 7 ОБОГАЩЕНИЕ ОКИСЛЕННЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД ПО СЕЛЕКТИВНОЙ СХЕМЕ С СУЛЬФИДИЗАЦИЕЙ В СВИНЦОВОМ И ЦИНКОВОМ ЦИКЛАХ ФЛОТАЦИИ

Цель работы: получить свинцовый и цинковый концентраты из свинцово-цинковой руды.

Краткие теоретические сведения

Свинец входит в состав 144 минералов, но только немногие из них имеют промышленное значение ([табл. 7.1](#)).

Таблица 7.1

Характеристика основных минералов свинца

Минерал	Формула	Массовая доля свинца, %	Плотность, г/см ³	Твердость
Галенит	PbS	86,6	7,4–7,6	2–3
Церуссит	PbCO ₃	77,5	6,4–6,6	2,5–3,0
Англезит	PbSO ₄	68,3	6,1–6,4	2,5–3,0
Вульфенит	PbMoO ₄	55,8	6,3–7,0	3
Пироморфит	Pb ₅ (PO ₄) ₃ Cl	76,1	6,7–7,1	3,5–4,0

Галенит, или *свинцовый блеск*, PbS – основной свинцовый минерал во всех промышленных свинецсодержащих рудах. Спайность галенита весьма совершенная по кубу. Поэтому разрушение кристалла галенита происходит по плоскостям спайности без разрыва ионных связей, вследствие чего поверхность свежееобнаженного галенита является гидрофобной.

Основные примеси в галените – серебро, висмут, кадмий, сурьма, медь, олово, иридий, железо, марганец, цинк – могут значительно изменять его электропроводность и флотационные свойства.

Церуссит $PbCO_3$ в зоне окисления сульфидных минералов ассоциирует обычно с англезитом и лимонитом. Имеет несовершенную спайность и образует землистые или натечные агрегаты белого иногда желтоватого или серого цвета. Содержит в незначительных количествах примеси кальция, цинка, стронция, магния.

Англезит $PbSO_4$ образуется преимущественно в зонах окисления свинцово-цинковых сульфидных месторождений, а также гидротермальным путем при взаимодействии рудоносных растворов с поверхностными водами, насыщенными свободным кислородом. Англезит образует обычно плотные зернистые или землистые массы, имеющие цвет от белого до серого, желтого или бурого. Англезит хрупкий и при измельчении легко шламуется.

Пироморфит $Pb_5(PO_4)_3Cl$ кристаллизуется в гексагональной сингонии. Крупных скоплений не образует, встречается в зонах окисления сульфидных месторождений вместе с англезитом, миметизитом, вульфенитом. В качестве примесей содержит кальций, мышьяк, хром, ванадий. При замещении фосфора в структуре пироморфита мышьяком образуется миметизит $Pb_5(AsO_4)_3Cl$, а ванадием – ванадинит $Pb_5(VO_4)_3Cl$.

Из всего многообразия свинцовых минералов к сравнительно легкофлотуемым относятся галенит, церуссит, англезит и вульфенит. Пироморфит, миметизит, ванадинит, деклуазит, крокоит – труднофлотуемые, а плюмбоярозит, биверит, коркит, бэдантиит – практически нефлотуемые минералы.

Достоверные результаты определения минеральных форм свинца при фазовом анализе могут оказать значительную помощь при выборе технологического режима обогащения или переработки исследуемой руды.

Наиболее целесообразный метод извлечения окисленных минералов свинца из окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд – их флотация после предварительной сульфидизации. Наблюдаемые при этом закономер-

ности близки в значительной мере закономерностям флотации данных минералов при обогащении свинцовых и свинцово-медных руд.

Лучшие результаты при флотации сильножелезистых руд получают при подаче 35–45 % сернистого натрия в измельчение и 65–55 % – в основную флотацию. При очень большом содержании в руде гидроксидов не только железа, но и марганца (как, например, в окисленных рудах месторождений Маджарово, КенЧаку, Гульшадское и др.) основную часть сульфидизатора (до 90 %) необходимо подавать в измельчение.

При флотации маложелезистых окисленных и смешанных руд более целесообразной является обычно не единовременная, а дробная подача сульфидизатора и собирателя. В этом случае если свинец представлен легкофлотируемыми минералами, сульфидизатор подается непосредственно в камеры флотационных машин, если труднофлотируемыми, – в контактные чаны, устанавливаемые по фронту флотации, как, например, на фабрике «Сартори».

Весьма важным условием эффективного извлечения окисленных свинцовых минералов при флотации является поддержание рН в пределах 9,2–9,8 содой, сернистым натрием и жидким стеклом. При этих значениях рН обеспечивается:

- наиболее высокая скорость сульфидизации и флотации сульфидизированных свинцовых минералов при наименьшем расходе сернистого натрия;

- наиболее успешное подавление флотоактивных силикатов породы при подаче КМЦ, жидкого стекла или гексаметафосфата. Так, применение КМЦ в цикле основной окисленной свинцовой флотации при обогащении окисленных и смешанных руд с большим содержанием серицито-хлоритовых сланцев позволяет повысить содержание свинца в окисленных свинцовых концентратах на 7–12 %. Расход КМЦ в условиях Зырянской обогатительной фабрики при этом составляет 300–500 г/т;

- наиболее эффективная нейтрализация вредного действия растворимых солей. Применение для этих целей сульфата аммония на нерчинских фабриках позволяет повысить извлечение свинца из руд на 3–8 % при улучшении или сохранении качества концентратов и в ряде случаев сократить до 50 % расход сульфидизатора. Чем больше в руде карбонатов кальция, магния, растворимых солей и выше содержание церуссита, тем больше эффект от применения сульфата аммония. Причем единовременная подача его в процесс основной флотации почти всегда предпочтительнее дробной. Применение сульфата аммония в цикле свинцовой флотации практически не влияет на результаты последующей цинковой флотации.

Руды, отличающиеся значительным содержанием в них пироморфита, плюмбоярозита, миметизита, англезита и небольшим содержанием церуссита и галенита (например, перерабатываемые на фабриках «Кличкинская», «Сартори» и др.), обогащаются с получением довольно низких технологических показателей. Так, извлечение свинца на фабрике «Сартори» в концентрат, содержащий 45 % Pb и 200–300 г/т Ag, обычно не превышает 40 %.

Применение высших ксантогенатов или их смесей с низшими ксантогенатами позволяет повысить извлечение свинца из них на 6–8 % по сравне-

нию с использованием только низших ксантогенатов. Наиболее высокое извлечение свинца, например, при флотации окисленных руд месторождений Маджарово и Устрем получается при использовании гептилового, октилового или гексилового ксантогенатов. Одновременно возрастает извлечение золота и серебра в свинцовый концентрат. Использование высших ксантогенатов ИМ-68 и ИМ-79 в качестве собирателей позволило получить из нерчинских руд сложного состава концентраты, содержащие 40–43 % Pb, на 85–88 % представленного ранее не извлекаемыми минералами типа миметизита. При этом извлечение свинца в концентрат практически равно максимально возможному, определенному при изучении вещественного состава руд.

В ряде случаев целесообразно к основному собирателю добавлять аэрофлот, меркаптобензотиозол и другие реагенты для повышения извлечения свинца, благородных металлов и улучшения селективности процесса и пенообразователя. Использование реагента Р-10 (типа меркаптана) обеспечило, например, получение устойчивых технологических показателей по извлечению окисленных минералов свинца на фабрике «Межица».

На фабрике «Сартори» предпочтительнее оказалась смесь дитиофосфатов с тиокарбонилдом. Ее применение обеспечило удовлетворительные гидрофобизацию сульфидизированных свинцовых минералов и пенообразование при их флотации, сокращение потерь окисленных минералов цинка в свинцовом концентрате, резко возрастающих при использовании ксантогенатов с большей длиной углеводородной цепи, чем у этилового ксантогената.

В некоторых случаях (если порода представлена в основном силикатами) целесообразно применение смеси жирных кислот и высших ксантогенатов. Извлечение свинца в концентрат (при использовании такой смеси в качестве собирателя) из труднообогатимых окисленных руд Болгарии, в которых свинец на 80–85 % представлен минералами типа пироморфита, составило 86–87 %.

Основная причина потерь свободных окисленных свинцовых минералов в хвостах флотации – большие отклонения концентрации сульфидных и ксантогенатных ионов от оптимальной из-за резких изменений вещественного состава перерабатываемых руд. Оптимальные условия ведения процесса сульфидизации и флотации различных окисленных свинцовых минералов из руд могут быть обеспечены при осуществлении на фабрике системы автоматизации.

Повысить качество окисленных свинцовых концентратов, загрязненных пиритом, можно перефлотацией их в кислой среде ($\text{pH} = 1,5\text{--}2,0$) без собирателя и пенообразователя. Решить данную проблему применением гидrocиклонов для удаления пирита в песковую фракцию обычно не удастся из-за значительных потерь свинца с пиритным продуктом.

Для извлечения окисленных минералов цинка из руд в промышленных условиях используются два метода: Андреевой – Девиса и Рея.

Метод Андреевой – Девиса заключается в предварительной сульфидизации и активации медным купоросом обесшламленного материала при 50–70 °С и последующей флотации амиловым или изоамиловым ксантогенатом и ди-

тиофосфатом. При этом важно обеспечить максимальную плотность материала, поступающего на «горячую» сульфидизацию. Обязательны также предварительное удаление сульфидов железа и шламов и использование для стабилизации пены, особенно в операциях перемешивания концентратов, пенообразователей типа соснового масла, иногда с добавками аполярных масел. Дорогостоящий изоамиловый ксантогенат можно заменить, например, смесью высших ксантогенатов C_6-C_8 . Одинаковые технологические показатели получаются при равных расходах собирателей. Извлечение цинка в обоих случаях в 36–37 %-е окисленные цинковые концентраты составляет 77–78 % от исходного питания. При содержании в пульпе шламов небольшие добавки щелочи перед подачей собирателя повышают извлечение смитсонита.

Метод Андреевой – Девиса успешно применяется на фабрике «Ризо» (рис. 7.1) для извлечения окисленных минералов цинка из руд, характеризующихся крупной вкрапленностью смитсонита и почти полным отсутствием гидроксидов железа и пропитки ими извлекаемых минералов.

Циклу флотации окисленных цинковых минералов предшествуют сульфидно-окисленная флотация свинцовых минералов и сульфидная цинковая флотация с применением общепринятых реагентов. Хвосты сульфидной цинковой флотации обесшламливаются в гидроциклонах по классу $-0,01$ мм и поступают на трехступенчатое перемешивание с реагентами при 50 °С. Предварительное обесшламливание в гидроциклонах не только уменьшает вредное влияние шламов на флотацию окисленных минералов цинка, но и позволяет снизить расход медного купороса для их активации с 2,43 до 1,32 кг/т.

Принятые технологический режим и схема дают возможность получать при хорошем качестве концентратов довольно высокое извлечение как общего (79–82 %), так и окисленного (76–78 %) цинка. Высокие технологические показатели по извлечению окисленного цинка достигаются тщательным контролем операций обесшламливания и кондиционирования исходного питания окисленной цинковой флотации, в первую очередь регулированием концентрации сернистого натрия в операциях сульфидизации и активации цинковых минералов. Удаление избытка сернистого натрия в пульпе к моменту подачи медного купороса производится с помощью раствора ацетата свинца. Метод Андреевой – Девиса оказался, однако, непригодным для руд со значительным содержанием гидроксидов железа. Сближение флотационных свойств смитсонита и оксидов железа (а также марганца) в условиях данного метода, по мнению Л.И. Гросмана, определяется резким депрессирующим действием лимонита на окисленные цинковые минералы, которое преодолевается лишь при значительном увеличении концентрации собирателя.

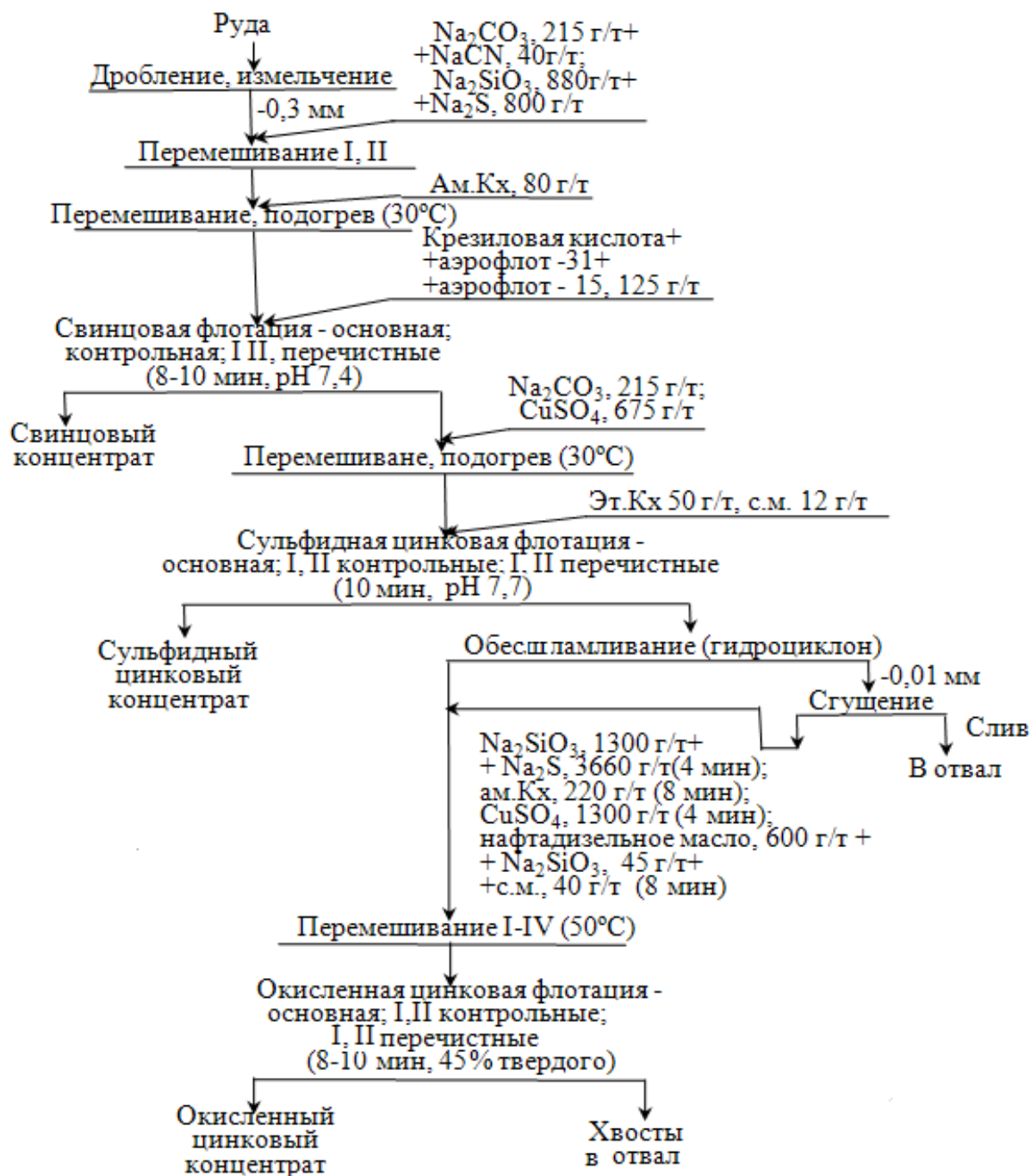


Рис. 7.1. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Ризо»

К недостаткам этого метода следует также отнести необходимость подогрева всей пульпы до 50–70 °С и тщательного регулирования соотношения между концентрациями одновременно присутствующих ионов собирателя, сульфида и медного купороса. Кроме того, можно отметить недостаточную эффективность данного процесса в применении его к флотации силикатов цинка.

Метод Рея, заключающийся во флотации цинковых минералов первичными алифатическими аминами после перемешивания пульпы с серни-

стым натрием при обычной температуре, более селективен по отношению к гидроксидам железа и более эффективен при флотации силикатных минералов цинка. Он не требует подогрева пульпы и тщательного регулирования концентрации сульфидных ионов. Избыток сернистого натрия не депрессирует, как при ксантогенатной флотации, а активирует окисленные цинковые минералы при флотации катионным собирателем. Применимость процесса ограничивается лишь степенью рассеянности полезных минералов в породе и эффективностью предотвращения вредного влияния растворимых солей и шламов при флотации. По этим причинам он является основным при извлечении окисленных минералов цинка из руд в промышленных условиях, например на фабриках «Галетти», «Буггеру», «Сартори», «Монт-Агруксо», «Сан-Джиованни», «Мацуа».

Циклу флотации окисленных цинковых минералов на всех фабриках предшествует флотационное удаление оксидов и сульфидов свинца, а также сульфидов цинка и железа, что позволяет предотвратить загрязнение окисленных цинковых концентратов и сократить расход реагентов. После перемешивания пульпы с реагентами-регуляторами, ее обесшламливания или того и другого вместе подается сернистый натрий и немедленно вслед за ним катионный собиратель с пенообразователем. Даже незначительное превышение оптимального времени перемешивания с сульфидизатором перед подачей собирателя ухудшает результаты флотации окисленных цинковых минералов. Как и при флотации свинцовых минералов, они определяются в основном расходом сульфидизатора и собирателя. Оптимальный расход сульфидизатора при этом тем больше, чем выше содержание в руде оксидов железа, глины и рудных карбонатов, и может достигать в ряде случаев 6–10 кг/т. Оптимальное значение рН окисленной цинковой флотации находится в пределах 10,5–11,1. При этом флотация цинковых минералов протекает тем эффективнее, чем выше концентрация сульфидных ионов в жидкой фазе пульпы. Замена даже части сернистого натрия в промышленных условиях едким натром (при оптимальных значениях рН) приводит к ухудшению технологических показателей.

Эффективная депрессия минералов породы сравнительно легко достигается с помощью жидкого стекла или гексаметафосфата. Причем для сильножелезистых глинистых руд, особенно если цинк представлен в основном каламином, рациональнее применять более мягкий депрессор – жидкое стекло, а для руд с низким содержанием железа – небольшую подачу фосфата.

Катионные собиратели – амины – используются в виде растворимых солей (уксусно- или соляно-кислых), а также в виде эмульсии в воде или каком-нибудь органическом растворителе. Хорошие результаты получены только с первичными алифатическими аминами C_{12} – C_{18} . Вторичные и третичные амины, четвертичные аммониевые соли, ароматические амины и амиды не обладают коллектирующими свойствами по отношению к окисленным цинковым минералам. В России для их флотации предложены близкие по составу катионные реагенты из хлор-парафинов (ИМ-11) и нитропарафинов (АНП). Реагент АНП состоит из хлоргидратов первичных аминов C_{13} – C_{15} ,

имеющих изостроение со смещением аминогруппы в положения 2, 3, и почти не содержит вторичных аминов (2–6 %).

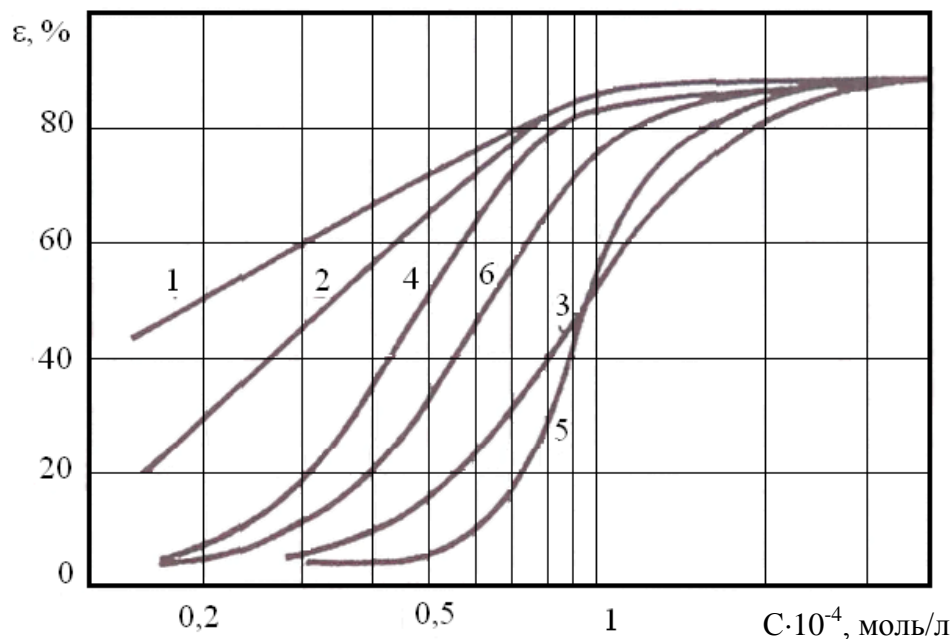


Рис. 7.2. Влияние концентрации C , длины углеводородной цепи и строения первичных алифатических аминов на извлечение цинка: 1 – стеарил-аминацетат (C_{17}); 2 – пальмитиламинацетат (C_{15}); 3 – олеиламинацетат (C_{17}); 4 – лауриламиначетат (C_{12}); 5 – АНП (C_{13} – C_{15}); 6 – ИМ-11 (C_{13} – C_{15})

Результаты испытаний аминов ([рис. 7.2](#)) показали, что при флотации цинковых минералов из руд весьма различного вещественного состава закономерности изменения флотационной активности первичных аминов в зависимости от их строения совершенно аналогичны закономерностям, выявленным при флотации чистых цинковых минералов. Они подтвердили, что при флотации любых цинковых минералов в качестве катионных собирателей могут быть использованы как прямоцепочечные алифатические амины (лаурил-, тетрадецил-, стеарил-, олеиламины), так и первичные амины изостроения (ИМ-11, АНП). Однако расход аминов изостроения с разветвленной углеводородной цепью (ИМ-11 и АНП), а также непредельного олеиламина, как правило, в 1,5–2 раза больше, чем расход прямоцепочечных аминов с концевой аминогруппой, содержащих 12–15 атомов углерода в насыщенной углеводородной цепи.

Кроме того, первичный амин с ненасыщенной углеводородной цепью – олеиламин (как и розинамин, по данным М. Рея) – оказался наиболее чувствительным к присутствию шламов. В свою очередь, применение аминов, содержащих более 16 атомов углерода в цепи, связано с необходимостью подогрева всей пульпы до 25–40 °С для лучшей их диспергации. Поэтому использование аминов, содержащих 12–15 углеродных атомов в углеводородной цепи, следует считать наиболее рациональным [[1](#), [4](#), [5](#), [12](#), [13](#)].

Применение прямоцепочечных аминов с большей длиной углеводородной цепи, чем у лауриламина, целесообразно только при флотации руды с маленьким содержанием глинистых шламов. В противоположном случае снижение расхода амина при увеличении длины его углеводородной цепи весьма незначительно; расход такого амина примерно равен расходу лауриламина. Увеличение дозировок катионного собирателя (амина) сверх оптимальных при соответствующем повышении расхода депрессоров пустой породы почти не сказывается на показателях обогащения и вызывает лишь перераспределение металла в концентратах основной и контрольной флотаций, а также сокращение общего времени цинковой флотации.

Окончательный выбор собирателя должен производиться исходя из стоимости того или иного амина и соотношения их расходов при флотации.

На фабриках «Монт-Агруксо» и «Мацуа» используются амины кокосового масла. Однако они, как установлено на фабрике «Сан-Джиованни», имеют низкую активность по отношению к флотации крупных частиц. Применение стеариламина на фабриках «Буггеру» и «Сартори» обеспечивает получение более высоких показателей обогащения, чем при использовании аминов кокосового масла. Наиболее эффективной на фабрике «Сан-Джиованни» оказалась смесь первичных аминов со следующей длиной аполярной цепи: C₁₂ (1 %); C₁₄ (4 %); C₁₅ (0,5 %); C₁₆ (30 %); C₁₇ (1,5 %); C₁₈ (60 %) и ненасыщенных (3 %). Смеси стеарил- и кокосоаминацетатов (1:2,33), лаурил- и стеариламинацетатов (1:1) оказались эффективными при флотации окисленных цинковых минералов из руд некоторых месторождений Марокко.

Удовлетворительное пенообразование достигается обычно только при использовании сильных пенообразователей, например соснового масла или дауфроса. Полезной является, по данным М. Рея, добавка в качестве модификаторов пены так называемых антипенообразователей, таких, как октиловый спирт. М. Рей рекомендовал применение вместе с катионным собирателем длинноцепочечных ксантогенатов для улучшения свойств пены и уменьшения вредного влияния глины на флотацию минералов цинка. М. Карта и М. Гиани установили, что максимальная сорбция молекулярных аминоксантогенатных комплексов на поверхности окисленных цинковых минералов при этом и их флоотируемость (особенно тонких частиц) соответствуют вполне определенному соотношению амина и ксантогената в смеси.

Опыт работы обогатительных фабрик, использующих метод Рея, а также результаты исследований данного способа показали, что главным его недостатком является чувствительность к шламам и растворимым солям. Образование большого количества охристо-глинистых шламов, часто наблюдаемое не только при измельчении, но и в процессе любой операции механического воздействия на руду, обуславливает весьма высокие расходы реагентов (соды, жидкого стекла, полифосфата, КМЦ, диспергина, омакола, производных сульфонированных нафтола, крахмала, декстрина или других реагентов) для предотвращения поглощения катионного собирателя глинистыми шламами, депрессирующего действия их на цинковые минералы и загрязнения ими получаемых концентратов.

Тщательное обесшламливание наряду с использованием обычно более мягкой воды из хвостохранилища позволяет значительно снизить расход реагентов и повысить качество концентратов, но приводит к потерям 10–20 % Zn в отвальные продукты и к существенному понижению извлечения цинка в конечный концентрат. Предпринятые попытки изыскать катионный собиратель, не чувствительный к присутствию в пульпе глинистых шламов и растворимых солей, не привели к желаемым результатам.

Адсорбция катионного собирателя на поверхности шламов и глинистых частиц может быть понижена при использовании эмульсий оснований аминов в присутствии защитных коллоидов и эмульсии газового или топливного масла. Однако технологические показатели флотации окисленных цинковых минералов при этом зависят от типа применяемого для эмульгирования аминов эмульгатора (при расходе его 5–10 %). По данным М. Рея, П. де Мерре, Р. Манкузо и В. Форманека, лучшие результаты достигаются с неионогенными и катионно-неионогенными типами эмульгаторов. К первому типу относятся продукты, получаемые путем конденсации групп оксида этилена с длинноцепочечным спиртом $R-(CH_2-CH_2O)-CH$ (например, французский эмульгатор «Целанол-А»). Ко второму типу относятся эмульгаторы, получаемые путем конденсации оксида этилена с первичным амином, а также реагенты «Этомин» и «Норамокс». Эмульгирование катионных собирателей с помощью ультразвука позволяет, по данным М. Гиани, сократить их расход до 50 %.

Установлено, что в таких случаях наиболее эффективной является эмульсия, образующаяся в результате предварительного смешивания рабочих растворов сернистого натрия и соли катионного реагента.

Качественно новые свойства эмульсии позволяют, как правило, полностью исключить из технологической схемы операцию обесшламливания исходного питания цинковой флотации, практически обязательную при использовании метода Рея.

Основанный на применении такой эмульсии способ флотации дает возможность получать более высокие показатели по извлечению цинка из всех типов руд, чем метод Рея, и может быть широко использован для извлечения как окисленных, так и сульфидных цинковых минералов из окисленных, смешанных и сульфидных руд.

Другим недостатком метода Рея, присущим и разработанному способу, является непригодность его для переработки руд с большим содержанием слюд, серицито-хлоритовых или углистых сланцев, которые флотируются вместе с окисленными цинковыми минералами, резко снижая качество концентрата.

С помощью радиоактивных изотопов установлено, что легкая флотируемость серицита и хлорита методом Рея (при $pH = 10,7-11,2$) обусловлена максимальной сорбцией катионного собирателя на поверхности данных минералов. При этом заряд и состояние поверхности серицита и хлорита при $pH 10,7-11,2$ таковы, что эффективного закрепления на них общеизвестных депрессирующих реагентов практически не происходит. Поэтому попытки депрессировать

флотоактивные силикаты в цикле основной флотации с помощью различных реагентов (жидкого стекла, гексаметафосфата, КМЦ, смеси КМЦ и медного купороса, сульфитно-спиртовой барды), как правило, не дают положительных результатов. Предварительное удаление основной массы легкофлотируемых силикатов с помощью ароматических и вторичных аминов или небольших добавок соснового масла также не всегда возможно из-за значительных потерь цинка в пенном продукте.

Учитывая безуспешность попыток депрессировать флотоактивные силикаты в цикле основной флотации, были разработаны условия обратной перефлотации чернового окисленного цинкового концентрата при депрессии окисленных цинковых минералов крахмалом и удалении флотоактивной породы в пенный продукт. Операция обратной перефлотации проводится в нейтральной среде (рН около 7).

Окисленные цинковые концентраты, получаемые как по методу Андреевой, так и с применением катионных собирателей, на 75–85 % представлены полезными минералами. Однако из-за низкого содержания металла в самих окисленных цинковых минералах абсолютное содержание цинка в концентратах составляет всего 36–44 %. Несмотря на более низкое содержание цинка в таких концентратах по сравнению со стандартными сульфидными цинковыми концентратами, они могут быть успешно переработаны по обычной гидрометаллургической схеме, применяемой в настоящее время на цинковых заводах. При этом в отличие от сульфидных цинковых концентратов они не требуют использования трудоемкого предварительного обжига. Извлечение цинка при выщелачивании окисленных цинковых концентратов на 7–10 % больше, чем при выщелачивании обожженных сульфидных цинковых концентратов. Извлечение окисленных цинковых минералов в концентрат изменяется в широких пределах – от 50 до 90 %.

Результаты анализа потерь металлов в хвостах и шламах показали, что они не являются следствием недостатков технологического характера, а обусловлены тонкой дисперсированностью полезных минералов в породе и невозможностью их раскрытия при экономически и технологически приемлемой степени измельчения.

Дальнейшее повышение извлечения цинка поэтому возможно только в результате флотации сростков цинковых минералов с минералами породы и, следовательно, сопровождается снижением качества концентрата.

Применение в качестве собирателя для флотации окисленных цинковых минералов жирных кислот и их мыл оказалось успешным пока только в лабораторных условиях при силикатной или глинистой породе и значительно усложняется при карбонатной. Высокое содержание железа при этом также ограничивает возможность применения данного способа. Для флотации смитсонитовых руд с карбонатной породой Ф. Бунге, Г. Файном и Д. Легсдингом были предложены два способа.

Первый из них основан на депрессии известняка и доломита лимонной кислотой, а силикатов и оксидов железа – жидким стеклом и едким натром. С помощью этого способа удалось получить из обесшламленной руды после

основной флотации и четырех перечисток концентрат, содержащий 43,5 % Zn при извлечении его 83,6 %. Однако для большинства руд комбинация названных реагентов не обеспечивает достаточной селективности и этот метод пока не нашел промышленного применения.

Второй способ основан на депрессии смитсонита фтористым натрием и декстрином и применим только для богатых цинковых руд, порода которых представлена карбонатами с незначительным содержанием оксидов железа и силикатов [1, 4, 5, 12, 13, 15].

Требования, предъявляемые к цинковому концентрату, представлены в табл. 6.1, требования, предъявляемые к свинцовому концентрату, – в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Требования к качеству свинцового концентрата
(по ОСТ 48-92-75)

Марка концентрата	Содержание, %		
	свинца, не менее	примесей, не более	
		цинка	меди
КСО-А	74	2,5	1,5
КСО	73	2,5	1,5
КС1-А	71	3,0	1,7
КС2-А	70	3,0	1,7
КС2	66	4,0	2,0
КС3-А	65	4,0	2,0
КС3	61	5,5	2,5
КС3-А	60	6,0	2,3
КС3	56	7,0	3,3
КС4-А	55	8,0	5,5
КС4	50	10	4,0
КС5	45	11	5,0
КС6	40	13	6,0
ППС	30	Не нормируется	Не нормируется
ПСМ	20	--/--	20,0

Материалы, приборы и оборудование

Навеска свинцово-цинковой окисленной руды массой 100 г, весы электрические, растворы флотационных реагентов заданной концентрации (Na₂S, ZnSO₄, бутиловый, изопропиловый ксантогенаты, Na₂SiO₃, АНП, КМЦ, сосновое масло, CuSO, Na₂CO₃, аэрофлот), клеенки, шпатели, чашки, мерные цилиндры, ступки с пестиками, сетки на 100 мкм, резиновый шланг со стеклянными трубками на концах, лабораторная флотационная машина механического типа с вместимостью камеры 0,5 л (см. рис. 1.1, табл. 1.5).

Порядок выполнения работы

1. Получить навеску руды и задание в виде перечня реагентов. Определить реагентный режим по схемам, приведенным на [рис. 7.3](#), [7.4](#), после согласования с преподавателем приступить к работе.

2. Промыть мельницу, загрузить в нее руду, реагенты. При этом должно выполняться соотношение $T:Ж:Ш = 1:0,5:8$. Количество загруженных реагентов вычислить по формуле (1.1). Измельченную руду в виде пульпы загрузить в камеру флотационной машины, измерить значение рН и после подачи реагентов в соответствии с режимом осуществить флотацию по схеме с обязательным определением времени флотации в каждой операции и значения рН.

3. Все продукты собрать в отдельные приемники, высушить, взвесить, отобрать пробы на химический анализ.

Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет основных технологических показателей.
2. Составить баланс металлов, который оформить в виде [табл. 1.6](#).

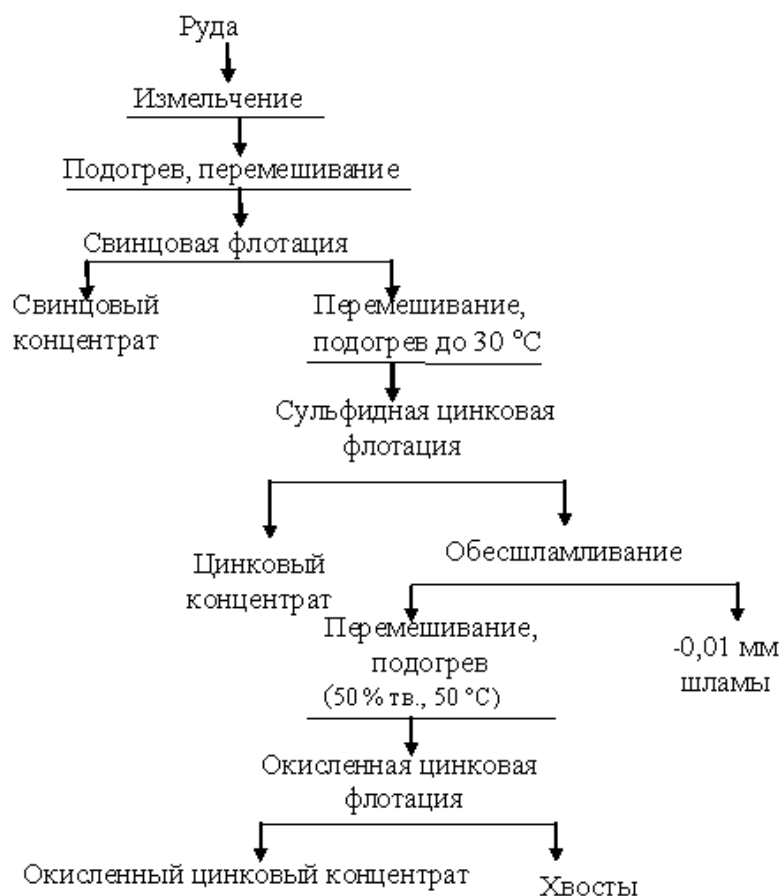


Рис. 7.3. Технологическая схема обогащения смешанной свинцово-цинковой руды

по методу Андреевой – Девиса

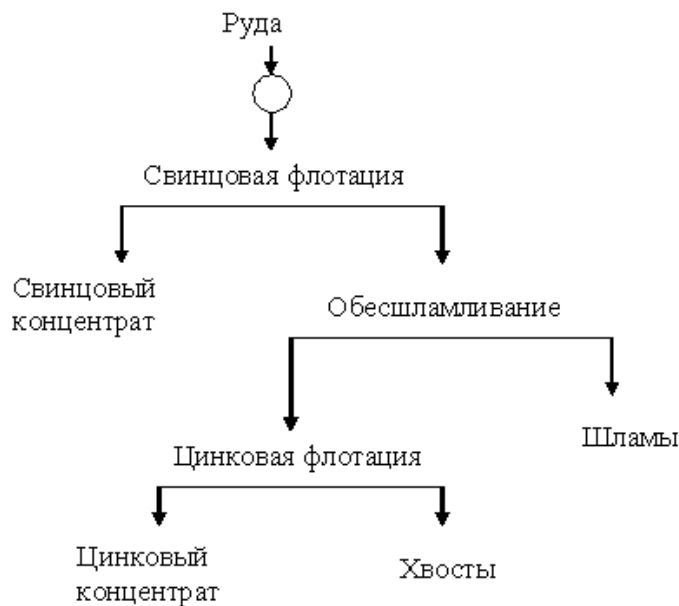


Рис. 7.4. Технологическая схема обогащения смешанной свинцово-цинковой руды по методу Рея

Контрольные вопросы и задания

1. Какими реагентами активируют цинковые минералы?
2. Какие технологические показатели достигаются при обогащении окисленных свинцово-цинковых руд?
3. Назовите достоинства и недостатки метода Рея.
4. Перечислите достоинства и недостатки, область применения метода Андреевой – Девиса.
5. Охарактеризуйте способы нейтрализации вредного действия вторичных шламов.
6. Перечислите минералы свинца, имеющие промышленное значение.

Лабораторная работа 8 ЦЕНТРОБЕЖНАЯ СЕПАРАЦИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Цель работы: ознакомиться с работой и устройством центробежного сепаратора фирмы «Итомак», используя его, извлечь тяжёлую фракцию из хвостов обогащения медно-никелевой руды.

Краткие теоретические сведения

Технология переработки золотосодержащих полиметаллических руд осложняется тем, что условия, оптимальные для извлечения минералов цветных металлов, не всегда бывают благоприятными для извлечения золота. Например, используемые во флотации известь, сернистый натрий и цианид снижают флотируемость золота. Реагентные режимы при флотации руд устанавливаются таким образом, чтобы максимальное содержание тонкодисперсного золота флотировалось в медные или свинцовые концентраты, из которых оно легко извлекается при металлургическом переделе.

Достаточно эффективны для извлечения свободного золота золотоизвлекательные секции на Лениногорской, Зыряновской и Белоусовской фабриках. Секция извлечения шлихового золота, например, на Зыряновской фабрике (рис. 8.1) состоит из циклов выделения черного гравитационного концентрата с применением отсадки на разгрузке мельниц рудного измельчения, классификации и рудно-галечного доизмельчения черного концентрата отсадочных машин до крупности 47–50 % –0,074 мм обогащения черного гравитационного концентрата на концентрационных столах, амальгамации концентратов (золотой головки) и отпарки амальгамы.



Рис. 8.1. Схема извлечения золота на золотоизвлекательной секции Зыряновской фабрики

Для более полного извлечения золота из золотосодержащих полиметаллических руд на фабриках в схему обогащения включают операции циа-

нирования, причем цианированию подвергают хвосты флотации или их песковую фракцию («Сэн Джуан Луканас»), золотосодержащие пиритные и цинковые концентраты («Голден Монитор», «Норанда», «Пачук»), промпродукты флотации («Айрон Кинг»). Для снижения потерь растворенных цианидом золота, серебра и меди в сливах и сточных водах чаще всего используют их сорбцию или активированным углем, или ионообменными сорбентами.

Из отвальных хвостов золото извлекают их перефлотацией после предварительной классификации и доизмельчения. Например, дофлотация отвальных хвостов на Березовской фабрике позволила доизвлечь дополнительно 20–25 % Zn от операции.

Разработка и применение центробежных аппаратов для гравитационного обогащения минерального сырья связана с необходимостью более полного извлечения ценных компонентов из мелких и тонких классов, содержание которых, например, в золотосодержащих россыпях, составляет 40–60 %, а иногда 80–90 %. Извлечение частиц золота крупностью 0,1–0,5 мм на традиционных аппаратах в гравитационном поле достигает 70–80 %, а класса менее 0,1 мм снижается до 30 %. Это обусловлено низкой скоростью осаждения мелких и тонких частиц в среде с высокой для них вязкостью, сложностью классификации тонких частиц в соответствии с коэффициентом равнопадаемости (равноскоростности) и т.д.

Сравнительно высокая эффективность обогащения мелких классов минеральных частиц достигается в центробежных аппаратах, где фактор разделения в сравнении с гравитационным полем увеличивается до ста раз и более, что аналогично соответствующему «кажущемуся укрупнению» частиц. Однако этот эффект «укрупнения» частиц в центробежном поле реализуется только частично. При вращении пульпы (среды) пропорционально ускорению уплотняется твердая фаза (естественная постель) и, соответственно, возрастает ее псевдовязкость, затрудняя относительное перемещение частиц различной плотности и их транспортирование. Известные способы разрыхления слоя центрифугируемого материала не исключают перемешивания частиц полностью и не решают данной проблемы.

По способу организации вращающегося движения пульпы центробежные аппараты бывают *напорными* – циклоны и *безнапорными* – центрифуги. Последние различаются также по способу разрыхления слоя (постели) центрифугируемого материала.

Принципиальное отличие центробежных концентраторов от циклонов заключается в том, что центробежное поле создается вращением ротора. Линейная скорость вращения придонного слоя пульпы в роторе практически совпадает со скоростью его движения. Вышележащие слои и свободная поверхность пульпы отстают от придонного слоя. Фактор разделения в центробежных концентраторах обычно больше, чем в циклонах, и достигает 100 и более. Выход концентрата в этих аппаратах существенно меньше, потому выше степень концентрации тяжелых фракций.

По способу разрыхления центрифугируемого материала выделяют следующие центробежные концентраторы:

- без разрыхления постели (центрифуги);
- с механическим разрыхлением постели (типа «Орокон»);
- с гидродинамическим разрыхлением постели («Нельсон», «Фэлкон», «Итомак» и др.);
- с вибрационным разрыхлением постели (типа ЦБК, СЦВ и др.).

Концентратор-центрифуга (рис. 8.1) является одним из первых отечественных центробежных аппаратов. Он представляет собой полусферическую чашу, внутренняя поверхность которой футерована рифленой резиной. Чаша укреплена на платформе, вращающейся от электродвигателя посредством клиноременной передачи.

Пульпа с отношением Ж:Т от 5:1 до 20:1 подается в чашу по неподвижно установленной трубе. Под действием тангенциальной доставляющей ускорения жидкая фаза с легкой фракцией перемещаются к верхней разгрузочной части чаши. Движущиеся в придонном слое плотные частицы концентрируются в межрифельном пространстве резиновой вставки.

Концентратор работает периодически с интервалом 20–60 мин в зависимости от содержания тяжелых минералов в исходном материале. Ограниченное время работы аппарата между сполоском обуславливается также тем, что естественная постель принудительно не разрыхляется и потому сравнительно быстро заиливается. Для разгрузки концентрата аппарат останавливают и производят сполоск.

В лабораторном варианте концентратор может работать на сухом дисперсном материале крупностью до 4 мм. При работе на грубых золотосодержащих песках концентратор обеспечивает очень высокую (до 1 000) степень сокращения при извлечении золота крупностью +0,25 мм до 96–98 %.

Без разрыхления постели работает также *китайский центробежный сепаратор* «VT», состоящий из барабана с небольшим углом конусности, вращающегося на горизонтальной оси. Процесс концентрации основан на большой скорости осаждения плотных частиц, которые периодически выгружаются из сепаратора.

Отсутствие в аппарате средств разрыхления постели и неизбежно связанных с ними флуктуаций частиц позволяют, при прочих равных условиях, минимизировать потери тяжелых минералов. Однако при этом снижается качество концентрата и требуется его перечистка.

Концентратор «Орокон-М30» фирмы «Стар Технолоджи и ЛТД» включает конический ротор, вращающийся с ускорением 80 м/с^2 посредством электродвигателя и редуктора. На внутренней поверхности конического ротора имеются кольцевые перегородки, образующие кольцевые карманы, в которых концентрируется тяжелая фракция.

Концентратор снабжен питающим патрубком, неподвижными пальцами (рыхлителями), жестко закрепленными на консолях, сливным желобом для легкой фракции и винтовой пробкой для периодического выпуска (сполоска) концентрата.

Концентратор работает следующим образом. Исходный материал в виде пульпы с содержанием твердого 25–30 % и максимальной крупностью

частиц до 12–15 мм подается по трубе во вращающийся ротор. Пульпа под действием тангенциальной составляющей центробежного ускорения поднимается к основанию конуса. Уплотненная центрифугированием твердая фаза в кольцевых карманах ротора разрыхляется неподвижными пальцами, предотвращая заиливание естественной постели. Наиболее плотные частицы концентрируются при этом в кольцевых карманах.

Концентратор, перерабатывая отходы шлюза глубокого наполнения крупностью менее 12 мм (после сброса избыточной воды), при степени концентрации до 200 обеспечивает общее извлечение золота до 80 %, в том числе 50 % класса менее 0,044 мм.

К главным недостаткам аппарата можно отнести абразивный износ неподвижных пальцев, неоднородное разрыхление материала в кольцевых карманах, запрессовку материала в карманах за пределами действия пальцев и сравнительно низкое извлечение мелких классов.

Концентратор Кнельсона канадской фирмы «Кнельсон Голд концентратор ИНК» – центробежный аппарат с гидродинамическим разрыхлением центрифугируемого материала. Концентратор состоит из конического перфорированного ротора, на внутренней поверхности которого имеются рифли, образующие кольцевые канавки с отверстиями под углом к касательной. Концентратор снабжен емкостью для промывной воды, устройством для подачи исходного материала и приема продуктов обогащения. Концентратор работает с ускорением 60g. В отличие от концентратора «Орокон» постель разрыхляется потоком воды, поступающим под давлением из емкости по отверстиям в роторе. Разгрузка концентрата производится периодически при остановленном аппарате. Поток воды вымывает из кольцевых канавок концентрат, который в виде пульпы стекает в вершину конуса и далее в концентратную течку. В последних модификациях концентратора предусмотрена непрерывная разгрузка тяжелой фракции через выпускные клапаны.

Концентратор выпускается шести типоразмеров с диаметром ротора от 76 до 1 290 мм. Крупность исходного материала составляет от 2 до 6 мм. Концентратор получил широкое применение во многих странах, в том числе и в России. Главное его преимущество – высокая надежность в эксплуатации. По данным многих исследований, глубина эффективного обогащения золота находится на уровне 50 мкм.

Концентратор «Супербол» имеет несколько удлиненную коническую часть ротора, в которой протекает предварительное распределение фракций по гидравлической крупности. Цилиндрическая часть перфорирована для разрыхления материала противодавлением воды и снабжена кольцевыми перегородками.

Максимальная крупность исходного – 6 мм. Центробежное ускорение – 2 000 м/с². Разработаны модели производительностью от 5 до 60–70 т/ч.

Концентратор, при прочих равных условиях, может, в сравнении с концентратором Кнельсона, обеспечить более высокое извлечение тяжелых фракций за счет «подготовительной» операции на удлиненной конической поверхности ротора и его большого ускорения. Однако гидродинамическое

разрыхление центрифугируемого материала, адекватное центробежному его уплотнению в аппаратах этого типа, является причиной потерь наиболее тонких частиц тяжелых фракций.

К аппаратам с гидродинамическим разрыхлением центрифугируемого материала относятся также «Goldfild» (США), «Итомак» (Россия), аналогичные «Кнельсону» и др.

Для извлечения наиболее тонких частиц разработаны центробежные аппараты, в которых отсутствуют разрыхляющие элементы.

Концентратор «Фэлкон» имеет свои принципиальные особенности: конический ротор без кольцевых перегородок, футерованный износостойкой резиной; высокое ($3\ 000\ \text{м/с}^2$) центробежное ускорение; отсутствие разрыхляющих элементов. Максимальная крупность исходного – до 2 мм. Плотность питания составляет до 45 % содержания твердого по массе. При этих параметрах концентрации следует ожидать более глубокого обогащения тяжелых минералов и сравнительно низкого качества концентрата. Высокого извлечения тяжелых фракций можно достигать в ущерб качеству тяжелого продукта путем увеличения частоты сполоска, так как отсутствие разрыхляющих средств приводит к быстрому заиливанию постели.

Концентратор ЦВК относится к аппаратам с вибрационным разрыхлением постели посредством дебаланса, установленного на приводном валу.

Принцип действия также сводится к загрузке исходного материала во вращающийся ротор в форме усеченного конуса, внутренняя поверхность которого разделена рифлями на кольцевые канавки. Разрыхленный (псевдооживленный) вибрацией материал расслаивается по плотности и крупности (сегрегационный эффект) частиц. Наиболее плотные и мелкие частицы концентрируются в кольцевых канавках, а менее плотные и крупные – стекают к основанию конуса под действием тангенциальной составляющей центробежной силы и разгружаются в приемник. Концентрат выгружается периодически по мере его накопления в канавках.

В результате сегрегации несколько повышается извлечение мелких частиц, но с увеличением промежутка времени между разгрузкой концентрата снижается извлечение крупных классов тяжелой фракции (табл. 8.1), которые вытесняются из канавок мелкими частицами. Этот эффект имеет место также на центробежном вибрационном сепараторе СВЦ тульской компании ТГЗК и на центробежных концентраторах с эластичным ротором, разрыхление постели в которых производится посредством роликов, деформирующих ротор с внешней стороны (аппараты ГАЦМиЗ, МНПО «Полиметалл»).

Таблица 8.1

Зависимость извлечения тяжелых компонентов от их крупности на «ЦВК-100» и «Кнельсоне-3» (по данным Механобр-Инженеринг)

Крупность тяжелых частиц, мкм	Извлечение, %			
	ферросилиция		вольфрама	
	ЦВК-100	Кнельсон-3	ЦВК-100	Кнельсон-3
160	77,5	99,8	99,5	99,9
130	90,1	99,2	99,8	99,9
100	98,1	99,1	99,9	99,9
70	99,5	94,2	99,9	99,6
40	94,5	84,2	99,7	95,1
20	81,7	60,7	96,2	85,0
15	66,7	28,3	84,3	62,3
10	39,0	15,1	65,5	29,8

Примечание. Содержание тяжелого компонента в концентратах составляет 7–8 %, производительность по сухому «ЦВК-100» – 50 кг/ч, «Кнельсон-3» – 30 кг/ч

Преимущество вибрационного аппарата ЦВК очевидно для извлечения частиц крупностью менее 20 мкм. В этой области он может обеспечить прирост извлечения по сравнению с «Кнельсоном» до 20–30 % от класса.

По данным некоторых источников [4, 5], концентратор «Итомак» способен извлекать свободное золото крупностью более 10 мк (микрон). По более осторожным оценкам минимальная крупность надежно извлекаемых частиц составляет более 20–30 мк [6, 7]. Даже если принять за основу осторожные оценки, то возможности концентратора существенно превосходят показатели известного гравитационного оборудования. На ряде объектов россыпного и рудного золота и платины показано, что из лежалых хвостов и эфелевых отвалов при помощи концентратора возможно извлечь металл в количестве, сравнимом или даже превышающем количество, извлекаемое из исходных материалов. При использовании центробежных концентраторов на золотоизвлекательных фабриках, в гравитационно-флотационном цикле, удается увеличивать общее извлечение золота на 10–20 %. Одним из наиболее интересных применений концентратора является извлечение золота при переработке сульфидных медных и свинцовых руд [3–5]. Благодаря его применению удастся дополнительно извлечь 10–15 % Au в отдельный концентрат, при сохранении его количества и содержания в медных и свинцовых концентратах. Это обусловлено тем, что концентратор улавливает золото как слишком крупное, так и слишком мелкое для операции флотации [1, 6–10].

Требования, предъявляемые к гравито- и флотоконцентратам золота, представлены в табл. 8.2, 8.3.

Таблица 8.2

Нормы содержаний золота и примесей в гравитационном концентрате
(по ТУ 48-16-8-75)

золота, г/т, не менее	Содержание			Влажность, %, не более	Крупность, мм, не более
	примесей, %, не более				
	мышьяка	сурьмы	глинозема		
50	0,7	0,3	10	4	3

Таблица 8.3

Нормы содержаний золота и примесей во флотационном концентрате
(по ТУ 48-16-6-75)

Концентрат	Содержание				Влажность, %, не более	Крупность, мм, не более
	золота, г/т, не менее	примесей, %, не более				
		мышьяка	сурьмы	глинозема		
Флотационный золотосодержащий	20	2	0,3	10	6	–
Золотосодержащий обожженный (огарок)	30	1	0,3	10	–	–

Материалы, приборы и оборудование

Концентратор фирмы «Итомак» ([рис. 8.1](#), [табл. 8.4](#)), хвосты флотации – 3 000 г, секундомер, весы электрические, клеенки, шпатели, чашки емкостью 400 мл, мерные цилиндр на 2 000 мл.



Рис. 8.1. Концентратор «Итомак-КН-0,1»

Техническая характеристика концентратора «Итомак-КН-0,1»

Показатели	Значения
Мощность электродвигателя, Вт	250
Частота вращения ротора, об/мин	1 225
Производительность:	
по твердому осадку, кг/ч	100
по пульпе, м ³ /ч	0,5
Максимальный расход промывочной воды, м ³ /ч	2,0
Крупность подаваемого материала, мм, не более:	
для аллювия	2,0
для руды	0,5
Соотношение твердого к жидкому, %	0–75
Объем концентрата, мл, не более	150
Масса изделия в комплекте, кг, не более	55
Габаритные размеры изделия, мм (длина, ширина, высота)	550x350x620

Порядок выполнения работы

1. Вычертить эскиз концентратора.
2. Снять техническую характеристику концентратора.
3. Приготовить концентратор к работе:
 проверить, свободно ли вращается ротор, для этого необходимо вручную повернуть вал ротора за клиновой ремень и убедиться в отсутствии заклинивания двигателя и ротора;
 подключить его к силовой линии, подсоединить водяную магистраль, а также магистрали для подачи исходного продукта, отвода хвостов.
4. Подать промывочную воду (6 л/мин) от стационарной водопроводной сети или насоса.
5. Включить двигатель в сеть (длительное включение без подачи промывочной воды может привести к повреждению узла уплотнения).
6. Подать в лоток исходный продукт в виде сухого материала или пульпы, засекая время подачи по секундомеру.
7. Отключить концентратор:
 прекратить подачу исходного продукта;
 прекратить подачу промывочной воды;
 отключить двигатель.
8. Выгрузить концентрат из конуса, проверить наличие материала в «водяной рубашке».
9. Все полученные продукты обогащения собрать в отдельные приемники, подписать, высушить и взвесить с точностью 0,1 г.
10. Отобрать пробы на химический анализ.

Обработка результатов опытов

1. Осуществить расчет основных технологических показателей.
2. Составить баланс металла, который оформить в виде [табл. 1.6.](#)

Контрольные вопросы и задания

1. Опишите устройство центробежного сепаратора.
2. Как производится регулировка расхода разрыхляющей воды?
3. Как влияет крупность исходного материала на расход разрыхляющей воды?
4. Каковы причины накопления материала в «водяной рубашке»?
5. Назовите область применения, достоинства и недостатки центробежных сепараторов.
6. Дайте сравнительную характеристику отечественных и зарубежных центробежных сепараторов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература

1. Алгебраистова, Н. К. Технология обогащения руд цветных металлов : конспект лекций / Н. К. Алгебраистова А. А. Кондратьева. – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – (Технология обогащения руд цветных металлов: УМКД № 1820/1055-2008 / рук. творч. коллектива Н. К. Алгебраистова).
2. Технология обогащения руд цветных металлов : метод. указания по самостоятельной работе / сост. Н. И. Коннова. – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – (Технология обогащения руд цветных металлов: УМКД № 1820/1055-2008 / рук. творч. коллектива Н. К. Алгебраистова).
3. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов : учеб. пособие для вузов : в 2 кн. / А. А. Абрамов. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2005. – Кн. 1: Рудоподготовка и Cu, Cu–Pb, Cu–Fe, Mo, Cu–Mo, Cu–Zn руды.
4. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов : учеб. пособие для вузов : в 2 кн. / А. А. Абрамов. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2005. – Кн. 2: Pb, Pb–Cu, Zn, Pb–Zn, Pb–Cu–Zn, C–Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg-содержащие руды.
5. Абрамов, А. А. Обогащение руд цветных металлов : учеб. для вузов / А. А. Абрамов, С. Б. Леонов. – М. : Недра, 1991.
6. Knelson, B. The Knelson concentrator metamorphosis from crude beginning to sophisticated. World Wide Acceptance / B. Knelson. – Vancouver, 1992.
7. Верхотуров, М. В. Гравитационные процессы обогащения : учеб. для вузов / М. В. Верхотуров. – М. : МАКС-Пресс, 2006.
8. Рюмин, А. И. Возможности и перспективы концентратора Кнелсона для переработки золотосодержащего сырья и концентратов / А. И. Рюмин, Н. К. Алгебраистова, Е. А. Алексеева // Изв. вузов. Горн. журн. – 1996. – № 10.
9. Алгебраистова, Н. К. Об эффективности переработки золотосодержащих продуктов концентратом Knelson / Н. К. Алгебраистова, А. И. Рюмин // Цвет. металлы. – 2000. – № 2.

Дополнительная литература

10. СТО 4.2-07-2008. Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной и научной деятельности / разработ. : Т. В. Сильченко, Л. В. Белошарко, В. К. Младенцева, М. И. Губанова. – Введ. впервые 09.12.2008. – Красноярск : ИПК СФУ, 2008.
11. Каталог лицензионных программных продуктов, используемых в СФУ / сост. : А. В. Сарафанов, М. М. Торопов. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2008. – Вып. 3.



12. Абрамов, А. А. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии, Африки и Латинской Америки / А. А. Абрамов, С. И. Горловский, В. В. Рыбаков. – М. : Недра, 1991.
13. Польшкин, С. И. Обогащение руд цветных металлов / С. И. Польшкин, Э. В. Адамов. – М. : Недра, 1983.
14. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / под ред. О. С. Богданова. – М. : Недра, 1984.

Электронные и интернет-ресурсы

16. Технология обогащения руд цветных металлов [Электронный ресурс] : электрон. учеб.-метод. комплекс по дисциплине / Н. К. Алгебраистова, С. А. Маркова, А. А. Кондратьева, Н. И. Коннова, Н. В. Филенкова. – Электрон. дан. (96 Мб). – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – (Технология обогащения руд цветных металлов : УМКД № 1820/1055-2008 / рук. творч. коллектива Н. К. Алгебраистова). – 1 электрон. опт. диск (DVD). – Систем. требования : *Intel Pentium* (или аналогичный процессор других производителей) 1 ГГц ; 512 Мб оперативной памяти ; 156 Мб свободного дискового пространства ; привод *DVD* ; операционная система *Microsoft Windows 2000 SP 4 / XP SP 2 / Vista* (32 бит) ; *Adobe Reader 7.0* (или аналогичный продукт для чтения файлов формата *pdf*) ; *Microsoft PowerPoint 2003* или выше. – (Номер гос. регистрации в ФГУП НТЦ «Информрегистр» 0320902529).

17. Технология обогащения руд цветных металлов. Банк тестовых заданий [Электронный ресурс] : контрольно-измерительные материалы / Н. К. Алгебраистова. – Электрон. дан. (44 Мб). – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – (Технология обогащения руд цветных металлов : УМКД № 1820/1055-2008 / рук. творч. коллектива Н. К. Алгебраистова). – 1 электрон. опт. диск (DVD). – Систем. требования : *Intel Pentium* (или аналогичный процессор других производителей) 1 ГГц ; 512 Мб оперативной памяти ; 104 Мб свободного дискового пространства ; привод *DVD* ; операционная система *Microsoft Windows 2000 SP 4 / XP SP 2 / Vista* (32 бит) ; *Adobe Reader 7.0* (или аналогичный продукт для чтения файлов формата *pdf*). – (Номер гос. регистрации в ФГУП НТЦ «Информрегистр» 0320902531).

18. Унифицированная система компьютерной проверки знаний тестированием UniTest версии 3.0.0 : руководство пользователя / А. Н. Шниперов, Б. М. Бидус. – Красноярск, 2008.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Форма титульного листа отчета по лабораторной работе

Федеральное государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

институт

кафедра

ОТЧЕТ ПО ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ

тема

Преподаватель

подпись, дата

инициалы, фамилия

Студент

код (номер) группы

подпись, дата

инициалы, фамилия

Красноярск 200_

