



СИБИРСКИЙ
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

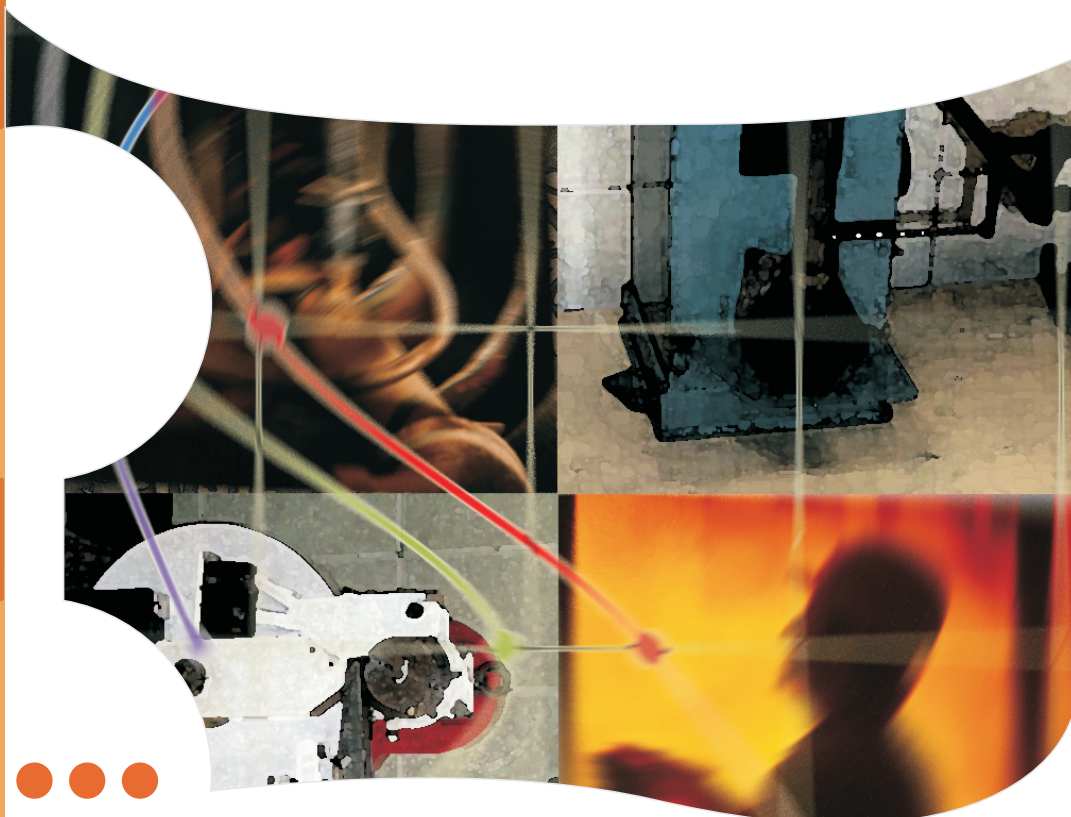
SIBERIAN
FEDERAL
UNIVERSITY

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.

A45 Технология обогащения руд цветных металлов [Электронный ресурс] : конспект лекций / Н. К. Алгебраистова, А. А. Кондратьева. – Электрон. дан. (5 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 978-5-7638-1774-4 (конспекта лекций)

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, наглядное пособие «Технология обогащения руд цветных металлов. Презентационные материалы», лабораторный практикум, методические указания по самостоятельной работе, контрольно-измерительные материалы «Технология обогащения руд цветных металлов. Банк тестовых заданий».

Приведена характеристика основных типов руд и минералов цветных металлов. Даны основы процессов управления качеством руд, рудоподготовки, механизма действия флотационных реагентов. Рассмотрены реагентные режимы, технологические схемы и показатели обогащения различных типов руд цветных металлов. Изложены принципы организации производства и перспективы развития техники и технологии обогащения руд цветных металлов.

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 5 Мб

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

Оглавление

ПРЕДИСЛОВИЕ	10
Л Е К Ц И Я 1 ВВЕДЕНИЕ	11
План лекции	11
1.1. Минерально-сырьевая база России	11
1.2. Обогащение, его цели и задачи. Объем, динамика добычи и обогащения руд цветных металлов.....	13
Вопросы и задания для самопроверки.....	16
Л Е К Ц И Я 2 ТИПЫ РУД И МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И КЛАССИФИКАЦИЯ	17
План лекции	17
2.1. Типы руд и месторождений цветных металлов.....	17
2.2. Характеристика качества руд	19
Вопросы и задания для самопроверки.....	22
Л Е К Ц И Я 3 ОСОБЕННОСТИ ПОДГОТОВКИ К ОБОГАЩЕНИЮ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	23
План лекции	23
3.1. Характерные особенности руд цветных металлов	23
3.2. Схемы измельчения руд.....	25
Вопросы и задания для самопроверки.....	37
Л Е К Ц И Я 4 УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ДОБЫВАЕМЫХ РУД	38
План лекции	38
4.1. Влияние вещественного состава руд на показатели обогащения	38
4.2. Технологические требования к качеству руд, поступающих на обогащение	42
Вопросы и задания для самопроверки.....	43
Л Е К Ц И Я 5 ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ КАРТИРОВАНИЕ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДЫ В ПРОЦЕССЕ ГОРНО-ТРАНСПОРТНЫХ РАБОТ И ПРИ ОБОГАЩЕНИИ	44
План лекции	44



5.1. Геолого-технологическое картирование месторождения	44
5.2. Усреднение руд и продуктов обогащения	45
Вопросы и задания для самопроверки.....	50
Л Е К Ц И Я 6 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ	
ТЕХНОЛОГИИ РУДОПОДГОТОВКИ	51
План лекции	51
6.1. Основные направления оптимизации процессов дробления	
и измельчения.....	51
6.2. Стадиальные схемы дробления	53
Вопросы и задания для самопроверки.....	56
Л Е К Ц И Я 7 ПРОБЛЕМА ПОЛУЧЕНИЯ МЕЛКОГО	
КУСКА В ЦИКЛЕ ДРОБЛЕНИЯ.	
ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ ЕЕ РЕШЕНИЯ	57
План лекции	57
7.1. Совершенствование схем дробления.....	57
7.2. Схемы совмещенных и отдельных операций грохочения	61
7.3. Модернизация традиционных и создание новых измельчающих	
аппаратов	64
Вопросы и задания для самопроверки.....	67
Л Е К Ц И Я 8 ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ	
РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	68
План лекции	68
8.1. Возможности предварительного обогащения	68
8.2. Методы предварительной концентрации	69
Вопросы и задания для самопроверки.....	72
Л Е К Ц И Я 9 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ	
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОСНОВНЫХ	
ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.....	73
План лекции	73
9.1. Схемы обогащения в тяжелых суспензиях	73
9.2. Комбинированные схемы предварительного обогащения	76
Вопросы и задания для самопроверки.....	79
Л Е К Ц И Я 10 МЕДНЫЕ И МЕДНО-ПИРИТНЫЕ	
РУДЫ. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД.....	81
План лекции	81

10.1. Минеральный состав.....	81
10.2. Технологические особенности руд.....	86
Вопросы и задания для самопроверки.....	90
Л Е К Ц И Я 11 ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МЕДНЫХ, ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ И МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ МЕДИ	91
План лекции	91
11.1. Флотационные свойства медных минералов	91
11.2. Флотационные свойства железосодержащих минералов	94
Вопросы и задания для самопроверки.....	95
Л Е К Ц И Я 12 СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД	96
План лекции	96
12.1. Стадиальность схем обогащения	96
12.2. Технологические схемы и режимы обогащения руд с низким содержанием пирита.....	99
12.3. Технологические схемы и режимы обогащения руд со средними высоким содержанием пирита	103
Вопросы и задания для самопроверки.....	107
Л Е К Ц И Я 13 ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННЫХ И ОКИСЛЕННЫХ РУД. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ	108
План лекции	108
13.1. Флотационные методы извлечения окисленных минералов	108
13.2. Комбинированные методы извлечения меди из смешанных и окисленных руд.....	110
Вопросы и задания для самопроверки.....	112
Л Е К Ц И Я 14 ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ	113
План лекции	113
14.1. Кучное выщелачивание	113
14.2. Подземное выщелачивание.....	116
14.3. Чановый процесс	117
14.4. Комплексность использования сырья.....	118
Вопросы и задания для самопроверки.....	122

Л Е К Ц И Я 15 МОЛИБДЕНОВЫЕ И МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫЕ РУДЫ. ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА	123
План лекции	123
15.1. Вещественный состав руд и флотационные свойства минералов.....	123
15.2. Типы месторождений	126
Вопросы и задания для самопроверки.....	127
Л Е К Ц И Я 16 РЕЖИМЫ ПОЛУЧЕНИЯ И РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ РУД	128
План лекции	128
16.1. Флотация медно-молибденовых руд	128
16.2. Разделение медно-молибденовых концентратов.....	130
Вопросы и задания для самопроверки.....	134
Л Е К Ц И Я 17 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МОЛИБДЕНА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ	136
План лекции	136
17.1. Флотация повеллитовых руд.....	136
17.2. Флотация ферримолибдитовых руд	138
17.3. Комплексность использования сырья	140
Вопросы и задания для самопроверки.....	142
Л Е К Ц И Я 18 СВИНЦОВЫЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РУДЫ. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ	143
План лекции	143
18.1. Минеральный состав свинцовых руд	143
18.2. Типы месторождений	146
Вопросы и задания для самопроверки.....	147
Л Е К Ц И Я 19 ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ СВИНЦА.....	148
План лекции	148

19.1. Собиратели	148
19.2. Депрессоры	150
19.3. Методы разделения коллективных концентратов	151
Вопросы и задания для самопроверки.....	155
ЛЕКЦИЯ 20 ПРЯМЫЕ	
СЕЛЕКТИВНЫЕ СХЕМЫ	156
План лекции	156
20.1. Схемы прямой селективной флотации	156
20.2. Схемы с частично коллективно-селективной флотацией.....	161
Вопросы и задания для самопроверки.....	162
ЛЕКЦИЯ 21 РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИИ	
КОЛЛЕКТИВНЫХ СХЕМ	163
План лекции	163
21.1. Схемы коллективной флотации	163
21.2. Повышение качества сульфидных концентратов	166
Вопросы и задания для самопроверки.....	168
ЛЕКЦИЯ 22 ФЛОТАЦИЯ ОКИСЛЕННЫХ	
МИНЕРАЛОВ СВИНЦА И МЕДИ	169
План лекции	169
22.1. Режимы флотации окисленных свинцовых минералов	169
22.2. Режимы флотации окисленных цинковых минералов.....	172
Вопросы и задания для самопроверки.....	180
ЛЕКЦИЯ 23 КОМПЛЕКСНОСТЬ	
ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД	181
Вопросы и задания для самопроверки.....	186
ЛЕКЦИЯ 24 МЕДНО-НИКЕЛЕВЫЕ РУДЫ.	
МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ. ДЕЙСТВИЕ	
ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ	187
План лекции	187
24.1. Минеральный состав.....	187
24.2. Типы руд	190
24.3. Реагенты для флотации никелевых минералов	191
Вопросы и задания для самопроверки.....	192
ЛЕКЦИЯ 25 СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ	
СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД.....	193
План лекции	193

25.1. Схемы коллективной и селективной флотации сульфидных руд	193
25.2. Комбинированные схемы переработки окисленных и труднообогатимых руд	199
Вопросы и задания для самопроверки.....	203
Л Е К Ц И Я 26 МЕДНО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ	206
План лекции	206
26.1. Вещественный состав.....	206
26.2. Типы руд	210
Вопросы и задания для самопроверки.....	212
Л Е К Ц И Я 27 ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ ЦИНКА	213
План лекции	213
27.1. Флотационные свойства минералов цинка	213
27.2. Реагенты, применяемые для флотации цинковых минералов.....	214
Вопросы и задания для самопроверки.....	217
Л Е К Ц И Я 28 СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД	218
План лекции	218
28.1. Селективные схемы обогащения	218
28.2. Коллективно-селективные схемы обогащения	220
Вопросы и задания для самопроверки.....	225
Л Е К Ц И Я 29 СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ И «МЕТАКОЛЛОИДНЫХ» РУД. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ ...	227
План лекции	227
29.1. Схемы переработки труднообогатимых и «метакolloидных» руд.....	227
29.2. Комплексность использования сырья	230
Вопросы и задания для самопроверки.....	234

Л Е К Ц И Я 30 СХЕМЫ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ПРОДУКТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ОСНОВНЫХ ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	235
Вопросы и задания для самопроверки.....	240
Л Е К Ц И Я 31 ОРГАНИЗАЦИЯ ВОДООБОРОТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ	241
План лекции	241
31.1. Организация водооборота	241
31.2. Очистка сточных вод.....	244
Вопросы и задания для самопроверки.....	247
Л Е К Ц И Я 32 КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ	248
План лекции	248
32.1. Опробование и контроль на обогатительных фабриках.....	248
32.2. Принципы управления обогатительными фабриками	251
Вопросы и задания для самопроверки.....	255
Л Е К Ц И Я 33 ОРГАНИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВОМ	256
План лекции	256
33.1. Принципы организации производства	256
33.2. Охрана труда на обогатительной фабрике.....	265
Вопросы и задания для самопроверки.....	267
Л Е К Ц И Я 34 ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И ПОЛНОГО КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	269
План лекции	269
34.1. Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России	269
34.2. Направления совершенствования и развития процессов обогащения полезных ископаемых	272
Вопросы и задания для самопроверки.....	280
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	282

ПРЕДИСЛОВИЕ

Развитие мировой экономики постоянно сопровождается ростом потребления топливно-энергетических и других видов минеральных ресурсов. Потребление цветных и легирующих металлов увеличилось за последние 100 лет в 3–5 раз. В XXI в. будет продолжаться интенсивный рост потребления практически всех видов минерального сырья. Прогнозируется, что в ближайшие 50 лет объем горно-добычных работ увеличится более чем в 5 раз.

В то же время качество перерабатываемых руд и содержание в них металлов непрерывно снижается. За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах уменьшилось в 1,3–1,5 раза, доля труднообогатимых руд возросла до 40 % от общей массы сырья, поступающего на обогащение. В переработку вовлекаются руды, характеризующиеся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью и близкими технологическими свойствами минералов. Поэтому в отличие от прошлых лет, когда некоторые руды с высоким содержанием свинца, меди или олова направлялись непосредственно на металлургическую плавку, руды цветных и редких металлов, добываемые в последние годы, непригодны для непосредственного получения из них металла, и переработка их экономически невыгодна без предварительного обогащения.

В настоящее время имеются новые теории и технологии извлечения ценных компонентов из руд, разработаны и опробированы на производстве более совершенные аппараты и оборудование.

В конспекте лекций дана характеристика сырьевой базы цветной металлургии, рассмотрены особенности вещественного состава руд цветных металлов, описаны технологические схемы и режимы, раскрыты вопросы подготовки руд к обогащению начиная с ранних стадий горного производства, указаны оптимальные условия предконцентрации руд, обеспечивающие повышение комплексности использования сырья в процессе горного производства и при обогащении. Кроме того, в конспекте изложены принципы организации производства и перспективы развития техники и технологии обогащения руд цветных металлов.

В конце каждой лекции приведены вопросы и задания для самопроверки. В заключение дан список рекомендуемой литературы, изучение которой позволит более глубоко освоить материал данного курса.

Конспект лекций предназначен для студентов, обучающихся по специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых», может быть полезен инженерно-техническим работникам горно-металлургических предприятий.



ЛЕКЦИЯ 1

ВВЕДЕНИЕ

План лекции

- 1.1. Минерально-сырьевая база России [14–16].
- 1.2. Обогащение, его цели и задачи. Объем, динамика добычи и обогащения руд цветных металлов [8, 14–16].

1.1. Минерально-сырьевая база России

Рост народонаселения и потребностей человека приводят к необходимости увеличивать использование природных ресурсов, что, естественно, сказывается на масштабах антропогенного вмешательства в природную среду. Следовательно, базовым, фундаментальным критерием устойчивого развития является сопряжение экономики и экологии как сфер практической деятельности. Здесь окружающая среда рассматривается не просто как лимитирующий фактор, но и как важнейшее условие экономического развития.

Россия, как известно, страна, богатая природными ресурсами. На 2,6 % населения Земли приходится 12,5 % суши континентов, 30 % шельфовых акваторий – главных источников энергетических ресурсов будущего, 22 % лесных ресурсов, 20 % пресных вод и 16 % всех минерально-сырьевых ресурсов.

По ценам мирового рынка 1999–2000 гг. доля различных видов сырья в общей ценности недр России составляет, %:

Топливо-энергетические ресурсы	72,2
Нерудное сырье (включая агроруды)	13,3
Сырье черной металлургии	6,6
Сырье цветной металлургии	6,1
Благородные металлы и алмазы	1,1
Редкие и рассеянные металлы	0,7

На балансе России находится более 20 тыс. месторождений полезных ископаемых (помимо подземных вод и стройматериалов), половина из которых эксплуатируется. С позиции глобального распределения полезных ископаемых доля России оценивается следующим образом:

- 1) энергетические ресурсы (32 % – газ, 12–13 % – нефть, 12 % – уголь от мировых разведанных запасов);
- 2) благородные металлы (платина – 40 %, палладий – 90 %);
- 3) редкие и редкоземельные элементы (ниобий ~35 %, тантал ~80 %, иттрий – 50 %, литий – 28 %, бериллий – 15 %, цирконий – 12 %);



4) металлы металлургического производства (никель ~36 %, железо ~27 %, олово ~27 %, кобальт ~20 %, цинк ~16 %, свинец ~12 %);

5) агрохимические руды (калийные соли – 31 %, первое место в мире, фосфаты – второе место).

По разведанным запасам алмазов Россия на первом месте, по золоту – на третьем месте в мире.

Состояние России по отдельным полезным ископаемым представлено в [табл. 1](#).

Таблица 1

Обеспеченность России полезными ископаемыми

Полезное ископаемое	Удельный вес России, %		Обеспеченность запасами (разведанные/подготовленные), лет	Степень промышленного освоения
	в мировых запасах	в мировом производстве		
Железные руды	24,2	12,4	208/104	50,0
Марганцевые руды	2,7	–	–	0,0
Хромовые руды	0,3	1,2	18/11	60,0
Бокситы	3,7	5,0	195/95	48,8
Свинец	12,2	1,5	160/33	16,0
Цинк	14,5	2,9	130/30	20,7
Медь	11,1	7,0	82/40	49,1
Никель	28,6	26,5	66/63	94,3
Вольфрам	22,4	23,9	59/41	69,6
Молибден	12,9	5,9	138/44	31,8
Ртуть	12,6	0,3	–/3,5	2,4
Сурьма	5,4	18,5	34/19	84,5
Титан	25,0	0,2	–/89	0,5
Ниобий	34,8	14,6	998/78	7,8
Тантал	73,1	16,1	577/65	11,3
Плавленый шпат	15,1	7,6	53/21	39,6

Одной из характерных черт сырьевой базы России, благоприятной для будущего, является значительный процент уникальных месторождений – суперкрупных и крупных по запасам. Общее число таких месторождений, определяющих современный природно-ресурсный облик страны, составляет примерно 100–120 нефтегазовых и такое же число по основным видам твердых полезных ископаемых.

В то же время анализ состояния и развития минерально-сырьевой базы страны за последние 10 лет свидетельствует о глубоком кризисе в отрасли, последствия которого таковы:

значительное уменьшение доли России в добыче полезных ископаемых в период перехода к рыночной экономике, что особенно показательно на фоне существенного роста мировой добычи;

резкое падение внутреннего потребления сырья и рост экспорта;

сокращение на 30–70 % активных запасов по большинству видов минерально-сырьевых ресурсов;

приватизация всех ранее открытых и привлекательных по параметрам месторождений, рудников и ГОКов (при этом большая часть из них передана недропользователям бесплатно);

критическая ситуация с воспроизводством запасов полезных ископаемых, что снизило обеспеченность сырьем многих действующих предприятий до критического уровня (5–10 лет).

При этом необходимо учитывать, что обширные территории нашей страны, крупные месторождения многообразных видов полезных ископаемых создают иллюзию доступности, неисчерпаемости и безопасности последствий их использования. Хотя известно, что запасы недр не беспредельны, качество и доступность их уменьшаются по мере нерационального потребления и, следовательно, снижается экономическая эффективность, а доля неиспользованной части добытого из недр сырья постоянно растет. Потенциал недр по стоимости оцененных извлекаемых запасов распределен крайне неравномерно. Максимум стоимости приходится на Уральский федеральный округ в его новых очертаниях ~53 %, далее следует Сибирский ~18 %, Дальневосточный ~7 %, Северо-Западный ~7 %, Приволжский ~6 %, Центральный ~6 %, Северо-Кавказский ~3 %. При этом наиболее перспективные по валовой потенциальной ценности (от 3 000 до 8 000 млрд дол.) из разведанных запасов основных видов полезных ископаемых нашей страны находятся на заболоченных территориях с суровыми климатическими условиями.

1.2. Обогащение, его цели и задачи.

Объем, динамика добычи и обогащения руд цветных металлов

Добыча руд и производство цветных и редких металлов с каждым годом возрастают. В то же время качество перерабатываемых руд и содержание в них металлов непрерывно снижаются. Поэтому в отличие от прошлых лет, когда некоторые руды с высоким содержанием свинца, меди или олова направлялись непосредственно на металлургическую плавку, руды цветных и редких металлов, добываемые в настоящее время, непригодны для непосредственного получения из них металла, и переработка их экономически невыгодна без предварительного обогащения.

Объектом для процессов обогащения являются, как правило, твердые полезные ископаемые, добываемые из недр или с поверхности земли. В результате обогащения происходит:

концентрация ценного компонента в десятки, сотни раз;

удаление вредных примесей из концентратов, что облегчает металлургический или другой последующий передел;

сокращение затрат на перевозки потребителю (за счет уменьшения общей массы продукта);

увеличение производительности последующего передела, уменьшение расхода топлива и электроэнергии, снижение потерь ценного компонента с отходами производства, повышение извлечения.

Целесообразность обогащения перед металлургическим переделом показана в [табл. 2](#).

Таблица 2

Показатели выплавки свинца в зависимости от содержания свинца в сырье

Содержание свинца в концентрате	Относительная производительность завода, %	Расход кокса на 1 т свинца, т	Потери свинца, %	Извлечение свинца, %
50	100	1,0	4,0	96,0
30	53	2,6	8,8	91,2
10	17	11,4	31,0	69,0

То же самое происходит и при выплавке медного, цинкового, оловянного концентратов. Кроме того, руды, как правило, полиметаллические и для осуществления плавки необходимо разделить концентраты на стадии обогащения, так как если в свинцовом концентрате содержится много цинка, то извлечь его обычным металлургическим методом нельзя.

По данным Министерства природных ресурсов РФ, природные ресурсы России дают до 60 % бюджетных доходов и до 70 % экспорта. Минерально-сырьевая база представлена тысячами месторождений суммарной ценностью около 25–30 трл дол.

Красноярский край также фактически живёт за счёт использования минеральных ресурсов и продуктов их передела. Так, в структуре производства промышленной продукции минеральные ресурсы и продукты их передела занимают 70–75 % или 48–50 % валового регионального продукта.

Данные по добыче и запасам основных видов минерального сырья в Красноярском крае представлены на диаграммах ([рис. 1](#), [рис.2](#)).

Совокупность полезных ископаемых, заключенных в недра, составляет понятие «минеральные ресурсы», которые являются основой для развития таких важнейших отраслей промышленности, как энергетика, черная и цветная металлургия, химическая промышленность, производство строительных материалов. Ежегодно в мире добывается до 20 т горной массы на человека. За последние 20 лет из недр Земли извлечено минерального сырья столько же, сколько за всю предыдущую историю человечества.

Развитие мировой экономики постоянно сопровождается ростом потребления топливно-энергетических и других видов минерального сырья. Потребление цветных и легирующих металлов увеличилось за последние 100 лет в 3–5 раз. В XXI в. будет продолжаться интенсивный рост потребления практически всех видов минерального сырья. Только в предстоящие 50 лет потребление нефти увеличится в 2,0–2,2 раза, природного газа – в 3,0–3,2, железной руды – в 1,4–1,6, первичного алюминия – в 1,5–2,0, меди – в 1,5–1,7, никеля – в 2,6–2,8, цинка – в 1,2–1,4, других видов минерального сырья – в 2,2–3,5 раза. В связи с этим в ближайшие 50 лет объем горно-добычных работ возрастет более чем в 5 раз.

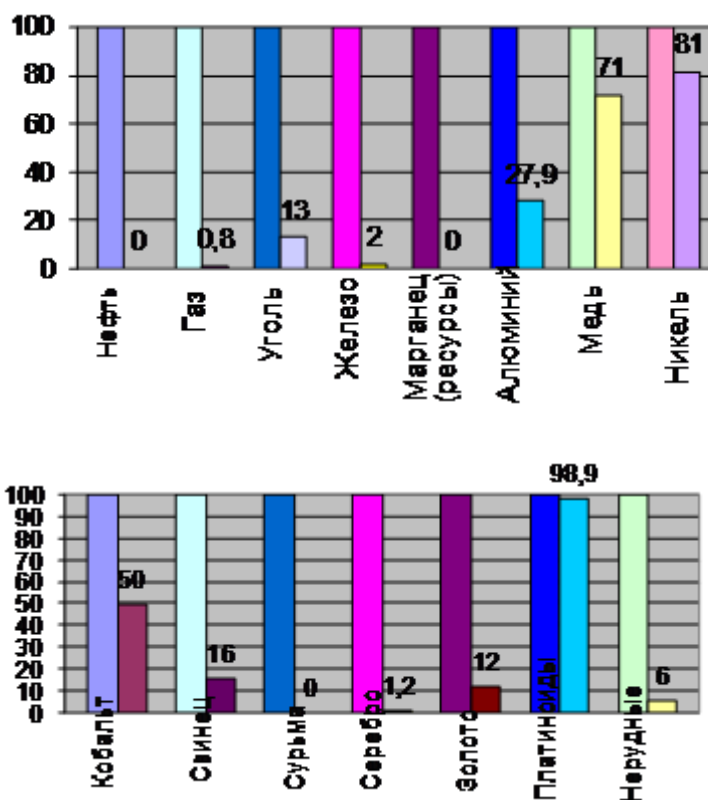


Рис. 1. Добыча основных видов минерального сырья Красноярского края, % от добычи по Российской Федерации в целом

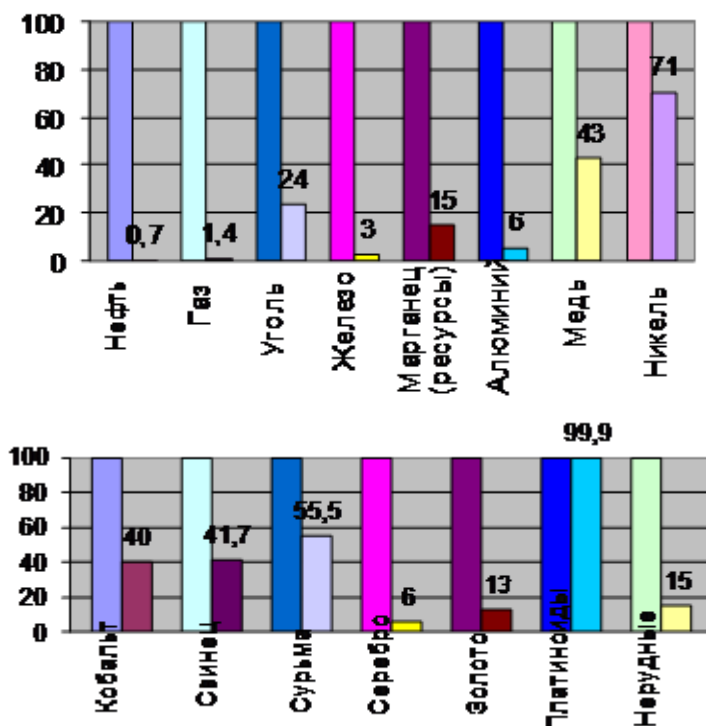


Рис. 2. Запасы основных видов минерального сырья Красноярского края, % от запасов по Российской Федерации в целом

Вопросы и задания для самопроверки

1. Какова доля различных видов сырья в общей ценности недр России?
2. Сколько составляет доля России в распределении полезных ископаемых от мировых разведанных запасов?
3. Назовите факторы, свидетельствующие о глубоком кризисе в минерально-сырьевой отрасли.
4. Перечислите факторы, указывающие на целесообразность обогащения полезных ископаемых.
5. Какие основные виды сырья добываются в Красноярском крае (процент от России)?
6. Сформулируйте понятие «минеральные ресурсы».
7. Назовите цифры, подтверждающие рост потребления минерального сырья в настоящее время.

ЛЕКЦИЯ 2

ТИПЫ РУД И МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И КЛАССИФИКАЦИЯ

План лекции

- 2.1. Типы руд и месторождения цветных металлов [1, 17–19].
- 2.2. Характеристика качества руд [3, 4, 17–19].

2.1. Типы руд и месторождений цветных металлов

Руды цветных металлов являются комплексным сырьем, в котором находятся основные металлы – медь, свинец, цинк, никель, кобальт, молибден, вольфрам, висмут. Присутствуют также золото, серебро, кадмий, индий, селен, теллур, рений, таллий, галлий, редкие земли, сера, барит, флюорит, кварц и другие минералы и элементы.

Основная масса (80–85 %) цветных металлов в рудах представлена сульфидными минералами. благородные металлы и примеси присутствуют в рудах главным образом в виде изоморфных примесей и тонкодисперсных включений в минералы основных и сопутствующих полезных компонентов, таких, как пирит, халькопирит, галенит, барит, молибден.

Несульфидные минералы представлены окислами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими минералами в различном соотношении.

Руды весьма разнообразны и изменчивы по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности и текстурно-структурным особенностям, степени окисленности, обогатимости.

По *классификации баланса запасов* к важнейшим промышленным типам медных руд относятся: медистые песчаники; медно-порфиновые; медно-колчеданные, кварцево-сульфидные (жильные), ванадиево-железомедные (магматические); медно-вольфрамовые, медно-никелевые; медно-висмутовые; медно-оловорудные; медно-золоторудные.

В свою очередь, руды свинца и цинка подразделяют на полиметаллические (медно-свинцово-цинковые); барито-полиметаллические; свинцово-цинковые; барито-свинцово-цинковые; свинцовые; барито-свинцовые, колчеданные медно-цинковые.

Промышленные типы руд выделяются главным образом по содержанию в них основных и сопутствующих компонентов, а также по форме руд-

ных тел и генезису. Дальнейшее дифференцирование руд как объектов обогащения производится путем выделения подтипов и разновидностей их по степени окисленности, крупности и характеру вкрапленности рудных минералов, крепости, текстурно-структурным особенностям и другим признакам.

Так, в зависимости *от соотношения сульфидных и окисленных минеральных форм* основных металлов руды подразделяют на сульфидные, смешанные и окисленные. Если основные металлы в медных и медно-молибденовых рудах более чем на 90 %, а в полиметаллических – более чем на 80 % представлены сульфидными минералами, то руды считаются сульфидными. Если содержание сульфидных фракций основных металлов меньше 50 %, то – окисленными. При промежуточных содержаниях сульфидных форм основных металлов руды считаются смешанными. Основная масса (80–85 %) цветных металлов сосредоточена в сульфидных орудинениях, и сульфидные руды являются основным источником их производства.

По *содержанию сульфидов* в руде различают вкрапленные (менее 25 % сульфидов) и массивные (более 50 % сульфидов). Сульфидные медные руды при этом разделяются на первичные и вторичные в зависимости от соотношения первичных и вторичных сульфидов меди.

По *крупности вкрапленности* различают руды: крупновкрапленные – размер включений извлекаемых минералов более 0,4 мм, средней вкрапленности – размер включений составляет 0,15–0,4 мм, тонковкрапленные – размер вкрапленности менее 0,15 мм.

По *характеру вкрапленности* различают равномерно вкрапленные, неравномерно вкрапленные и руды с агрегативной вкрапленностью минералов.

По *крепости* руды классифицируют таким образом:

мягкие, если коэффициент их крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова не превышает 10;

средние – при значении коэффициента 10–14;

твердые – 14–18;

весьма твердые > 18.

По *содержанию минералов* руды делятся на богатые, бедные и забалансовые (не промышленные), границы между которыми определяются состоянием техники и технологии обогащения, экономическими интересами и потребностями государства в производстве металлов.

Приведенная выше классификация промышленных типов руд не полностью раскрывает их обогатимость, зависящую от сочетания многих природных факторов. Различные сочетания свойств руд создают большое многообразие их типов и разновидностей, отличающихся между собой важными технологическими свойствами по отношению к процессам дробления, измельчения, обогащения.

2.2. Характеристика качества руд

Качество рудного сырья является определяющим фактором большинства технологических и экономических показателей обогатительных фабрик и металлургических заводов. Снижение качества руд отрицательно влияет как на уровень технико-экономических показателей переработки, так и на качество конечной продукции.

Качество рудного сырья в зависимости от направлений его дальнейшего использования характеризуют по следующим признакам: химическому составу (содержанию полезных основных и вредных компонентов), минералогическому составу, структурно-текстурным особенностям рудных минералов, физико-химическим свойствам, гранулометрическому составу, влажности, прочим свойствам.

Одним из важнейших параметров качества является содержание в рудах основных металлов (полезных компонентов). При ухудшении этого показателя уменьшается выход концентрата, содержание в нем металла, извлечение, увеличиваются затраты на переработку руд, растет себестоимость товарной продукции.

Особое значение имеет содержание металлов в рудах, поступающих непосредственно в металлургическую переработку. К таким рудам относятся, например, окисленные никелевые руды, перерабатываемые пирометаллургическим или гидрометаллургическим способами. Снижение содержания никеля в них на 0,1 % (при общем содержании металла около 1 %) равнозначно увеличению объема переработки материала на 10 % с соответствующим ростом затрат на передел.

Результаты флотации сульфидных (а также окисленных) руд находятся в определенной зависимости от того, каким минералом представлен металл или его соединение. В частности, для медных руд различные показатели извлечения металлов получаются при флотации первичных и вторичных сульфидов. Для обогащения руд вольфрамовых месторождений важное значение имеет соотношение в них металлов вольфрамита и шеелита, для молибденовых – молибденита и повеллита. Некоторые из сульфидных и большинство окисленных природных соединений цветных металлов обогащаются с очень низким извлечением в концентраты. Поэтому для отдельных руд содержание труднофлотируемых сульфидных и окисленных форм в товарной продукции ограничивается определенными пределами.

Наличие окисленных минералов сверх допустимого количества вызывает большие потери металлов, особенно при обогащении медных (табл. 3), медно-молибденовых и молибденовых руд, перерабатываемых на обогатительных фабриках в больших масштабах.

Таблица 3

Влияние степени окисленности медной руды Удоканского месторождения на показатели флотации (по данным Иргиредмета)

Показатель	Тип руды			
	Халькопиритовая	Халькозинбаритовая	Смешанная	Окисленная
Степень окисленности, %	5	5	21	82
Извлечение меди, %	90,0	94,5	92,5	85,5
Содержание меди в концентрате, %	24,2	47,5	35,2	34,0

Из труднофлотируемых сульфидных медных минералов можно назвать валлерит $(\text{CuFe})_2\text{S}_2 \cdot 1,526[(\text{Mg}, \text{Al}, \text{Fe})(\text{ON})_2]$, содержащийся в медно-никелевых рудах и извлекаемый в весьма низкой степени при флотации.

Наблюдается и обратная картина, когда нежелательно присутствие сульфидных минералов. Например, основным минералом оловосодержащих руд является касситерит – оксид олова. Технология обогащения оловянных руд, как правило, гравитационная. Присутствие в рудах минерала станнина (сульфид олова) требует для его извлечения уже комбинированной флотационно-гравитационной схемы переработки.

Большое влияние на результат обогащения оказывают и структурно-текстурные особенности рудных минералов. Примером служит переработка медно-цинковых руд Николаевского месторождения в Восточном Казахстане. Месторождение содержит как кристаллические, так и метакolloидные руды. Если первые имеют относительно крупный размер зерен сульфидов меди и цинка и легко обогащаются селективной флотацией, то вторые обладают эмульсионной взаимной вкрапленностью медных и цинковых минералов и практически не поддаются селекции. Вследствие этого из метакolloидных руд пока получают только коллективные концентраты.

Технико-экономические показатели переработки руд, особенно извлечение металлов, могут ухудшаться из-за присутствия в рудах некоторых породообразующих минералов. Так, примешивание к рудам Тырнаузского месторождения сверх определенного предела скарированных мраморов (кальцита) резко снижает степень извлечения вольфрама в концентраты. В силу этого при разработке участков месторождения с повышенным содержанием кальцитов необходимо выделять последние из руд методом концентрации в тяжелых средах.

К отрицательным физическим свойствам руд относится их слеживаемость, которая вызывает значительные затруднения при выпуске руд из бункеров, их транспортировании и грохочении и может приводить к остановке оборудования, возникновению перерывов в технологическом процессе и снижению показателей обогащения. Радикальных мер борьбы с этим свойством руд еще не разработано.

Наличие в рудах тонкой, обычно глинистой фракции обуславливает повышенное шламообразование в процессе рудоподготовки и увеличенные потери металлов при флотации. Пока также не найдено удовлетворительных флотационных способов извлечения полезных компонентов из шламовой фракции руды.

Из приведенных примеров следует, что руды обладают большим количеством разнообразных свойств, влияющих на технико-экономические показатели их переработки. Для более полного и комплексного использования минеральных ресурсов необходимо соблюдать жесткие требования к оценке качества руд, направляемых на обогатительные фабрики и металлургические заводы. Качество добываемых руд в конечном счете нужно оценивать не по отдельным показателям, а по сочетанию свойств, отражающих пригодность руд к соответствующей технологии переработки с получением устойчивых и экономически приемлемых показателей.

Другими словами, нужно использовать комплексный принцип технологической оценки качества руд. Например, к числу комплексных технологических показателей качества руд, направляемых на обогатительные фабрики, можно отнести обогатимость флотационными или гравитационными методами; руд, подлежащих гидрометаллургической переработке, – растворимость полезного компонента в промышленных растворителях; руд, перерабатываемых пирометаллургическим способом, – плавкость в определенных условиях и т.п. Практически комплексная технологическая оценка качества рудного сырья должна осуществляться главным образом по выдаче горным предприятием технологических типов и сортов руд, их соотношению в товарной продукции и по однородности вещественного состава руд в потоке и в отдельных партиях. Технологические типы и сорта руд выделяют и классифицируют отдельно по каждому конкретному месторождению в зависимости от природных свойств руд и горно-геологических условий залегания рудного тела на стадии подготовки месторождений к промышленному освоению.

При этом должны особо учитываться специфические свойства руд и их изменчивость в пределах месторождения. При определении экономической целесообразности выделения технологических типов и сортов руд следует руководствоваться не только сокращением затрат на добычу и переработку рудного сырья, но и необходимостью максимального использования минеральных ресурсов.

Таким образом, на горных предприятиях наряду с оценкой качества руд по содержанию в них основного полезного компонента (что имеет, безусловно, очень важное значение) необходимо оценивать продукцию по степени ее обогатимости (растворимости, плавкости) в сопоставлении с данными, установленными при подготовке запасов к выемке. Для этого на всех рудниках должны работать аналитические лаборатории или группы для определения вещественного состава и экспрессной технологической оценки качества руд.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите руды, относящиеся к рудам цветных металлов.
2. Что означает термин «комплексное сырье»?
3. В чем заключается комплексный принцип технологической оценки качества руд?
4. Перечислите важнейшие промышленные типы медных руд.
5. Приведите классификацию руд свинца и цинка в зависимости от содержания в них основных и сопутствующих ценных компонентов.
6. Как дифференцируют руды по степени окисленности?
7. Как классифицируют руды по характеру и крупности вкрапленности?
8. Как руды подразделяют по твердости?
9. Чем определяется граница деления руд на богатые, бедные и балансовые?
10. Какие факторы влияют на качество рудного сырья?

ЛЕКЦИЯ 3

ОСОБЕННОСТИ ПОДГОТОВКИ К ОБОГАЩЕНИЮ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

План лекции

- 3.1. Характерные особенности руд цветных металлов [1, 3].
- 3.2. Схемы измельчения руд [1, 3].

3.1. Характерные особенности руд цветных металлов

Руды цветных металлов обладают рядом характерных особенностей, которые определяют не только выбор технологии их переработки и обогащения, но и технологию разработки месторождений. К основным из них относятся следующие.

1. *Комплексность сырья.* В рудах цветных металлов, наряду с основными металлами (медью, свинцом, цинком, никелем, кобальтом, молибденом, вольфрамом, висмутом), присутствуют золото, серебро, кадмий, индий, селен, теллур, рений, таллий, галлий, редкие земли, сера, барит, флюорит, кварц и другие элементы и минералы. Основная масса (80–85 %) цветных металлов в рудах представлена сульфидными минералами. Благородные металлы и примеси присутствуют в рудах главным образом в виде изоморфных примесей и тонкодисперсных включений в минералы основных и сопутствующих полезных компонентов, таких, как, например, молибденит, барит, пирит и др. Несульфидные минералы представлены оксидами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими породными минералами в различном их соотношении. Существующий уровень технологии переработки и обогащения руд цветных металлов позволяет наладить практически безотходное производство, однако возможность организации его на практике зависит также и от экономических, географических, ведомственных и других факторов, действующих в регионе.

2. *Низкое содержание цветных металлов в рудах.* Среднее содержание меди в медно-порфировых рудах за рубежом в настоящее время составляет около 0,9 %, в медистых песчаниках – 2 %, в медно-колчеданных рудах – 1,4 %. В этих же пределах изменяются средние содержания свинца, никеля и



цинка. Содержания сопутствующих металлов при этом оцениваются обычно сотыми и тысячными долями процента.

По содержанию металлов руды условно делят на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные), границы между которыми определяются состоянием техники и технологии обогащения, экономическими интересами и потребностями государства в производстве металлов. Постоянный рост производства и потребления основных цветных металлов (меди, свинца, цинка, никеля) сопровождается непрерывным снижением их содержания в перерабатываемых рудах. Например, среднее содержание меди в медных рудах США за последние 90 лет уменьшилось в 10 раз и составляет в настоящее время около 0,3 %.

3. *Сложность и изменчивость вещественного состава руд.* Руды цветных металлов весьма разнообразны и изменчивы по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности и текстурно-структурным особенностям, степени окисленности, крепости, дробимости, измельчаемости, обогатимости.

С увеличением степени окисления руд ухудшается их обогатимость. Причины: возрастающая сложность минерального состава руд; окисление поверхности; активация и взаимоактивация имеющихся сульфидов; многообразие и худшая флотуемость (по сравнению с сульфидами) окисленных минералов; тесная связь окисленных минералов цветных металлов с минералами пустой породы и между собой; резкое возрастание в рудах содержания охристо-глинистых шламов, растворимых солей и непостоянство вещественного состава руд.

Различные сочетания свойств руд создают большое многообразие их типов и разновидностей, отличающихся между собой важными технологическими свойствами по отношению к процессам дробления, измельчения, обогащения и др. Поэтому технологические типы и сорта руд на каждой обогатительной фабрике определяют по результатам специально проведенных технологических испытаний.

4. *Сложные горно-геологические условия залегания в недрах рудных месторождений.* Месторождения цветных металлов обычно отличаются сравнительно небольшими запасами, особой сложностью морфологии и разобщенностью рудных тел, весьма крепкими рудами и вмещающими породами, предопределяющими большую трудоемкость при их разработке. Многообразие наблюдаемых при этом структур и текстур сопровождается резкими изменениями физико-механических свойств руды.

Разработка месторождений осложняется необходимостью выдачи руд по технологическим сортам. Промышленные типы руд выделяются по содержанию в них основных и сопутствующих компонентов, а также по форме рудных тел и генезису.

5. *Тонкая дисперсная связь ценных компонентов с вмещающими горными породами и между собой.* Различный характер минерализации перерабатываемых руд требует разработки более совершенной технологии рудоподготовки, применения более сложных стадийных схем обогащения.

Оптимальную конечную и промежуточную (по стадиям) крупность измельчения выбирают на основании зависимости показателей обогащения от крупности измельчения руды. Условно различают крупное (45–55 %, т.е. $-0,074$ мм), среднее (55–85 %) и тонкое (более 85 %) измельчение.

3.2. Схемы измельчения руд

Схемы измельчения в барабанных мельницах с использованием в качестве измельчающей среды стальных стержней и шаров находят наибольшее применение на действующих фабриках и продолжают быть основными при проектировании и строительстве новых фабрик.

Для моно- и полиметаллических руд, не склонных к переизмельчению и ошламованию, с крупной и равномерной вкрапленностью полезных минералов (или с их агрегатным срастанием), для которых достаточно крупного измельчения, принимают при любой производительности фабрики *одностадийную схему измельчения в шаровых мельницах (рис. 3, а)*. Она получила широкое распространение при строительстве крупных медных и медно-молибденовых фабрик («Сиерита», «Бугенвиль», «Колон» и др.), на которых используются мельницы с центральной разгрузкой объемом более 100 м^3 .

Одностадийное измельчение наиболее устойчиво, легко автоматизируется, проще и надежнее в эксплуатации. Мелкодробленая (до 10–15 мм) руда практически исключает отрицательное влияние сегрегации в складах и бункерах, дает наилучшее естественное усреднение по измельчаемости и качеству, проходя через весь тракт, предшествующий измельчению.

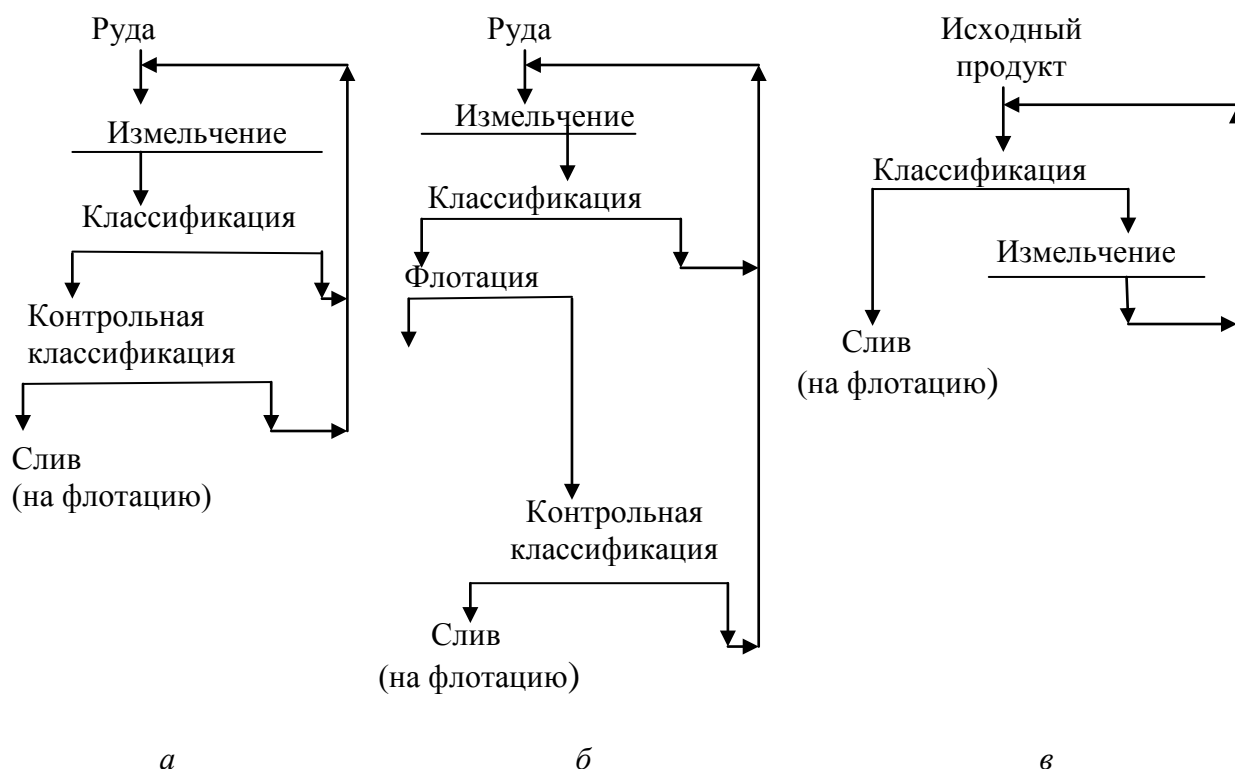


Рис. 3. Одностадиальные схемы измельчения

Одностадиальную схему измельчения целесообразно принимать и при необходимости измельчения тонковкрапленной монометаллической руды, но в условиях небольшой производительности. При этом в схему желательно вводить контрольную классификацию. Между первым и вторым приемом классификации может быть включена операция флотации (рис. 3, б). Схему с предварительной классификацией (рис. 3, в) применяют при измельчении мелкозернистого продукта (например, мелочи от промывки исходной руды) или при доизмельчении коллективных концентратов и промпродуктов.

Для руд, не допускающих из-за высокой влажности и глинистости мелкого дробления (до 10–13 мм), требуемого для шаровых мельниц, а также склонных к переизмельчению («Маммут» «Камбалда» и др.), необходима независимо от требуемой крупности измельчения (крупного или среднего) *двухстадиальная схема измельчения в стержневых и шаровых мельницах* с одним (рис. 4, а) или двумя (рис. 4, б, в) приемами классификации. Контрольная классификация способствует стабилизации крупности и плотности питания флотации и используется на некоторых фабриках («Руттен», «Тара» и др.) при грубом конечном измельчении руды и применении пневмомеханических машин.

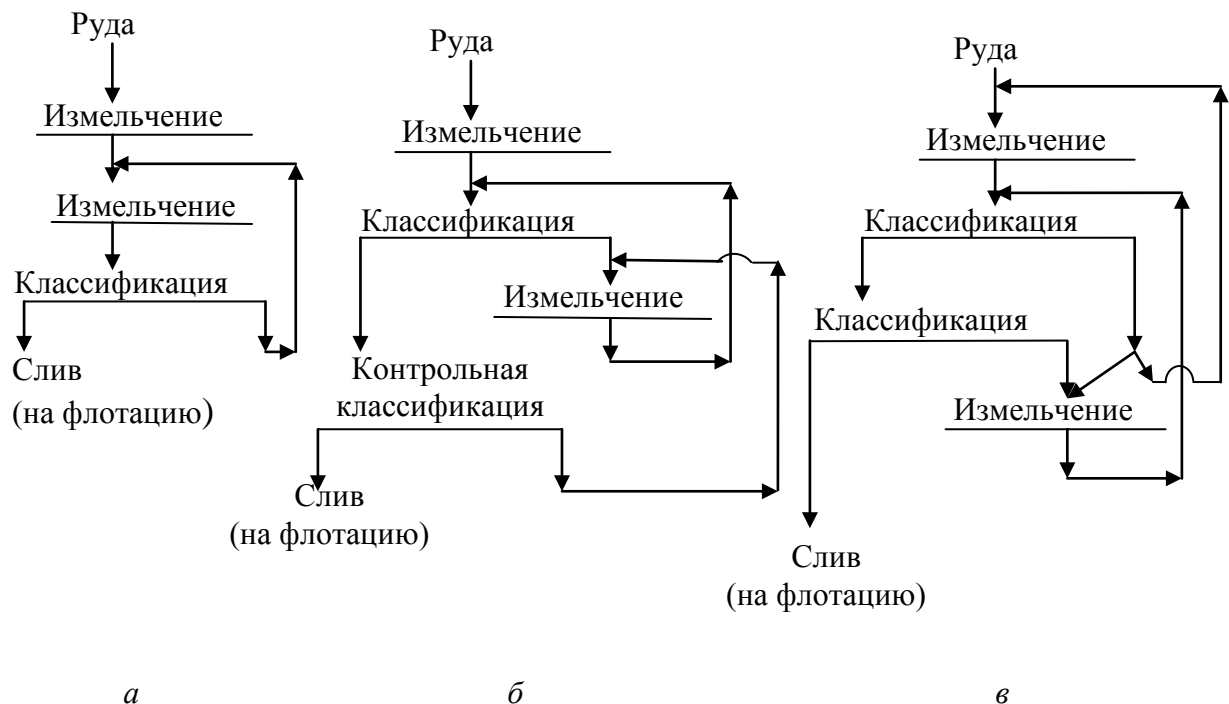


Рис. 4. Двухстадиальные схемы измельчения

Технологическое преимущество *двух- и трехстадиальных схем* – меньшее ошламование полезных минералов, склонных к переизмельчению, и возможность включения межцикловых операций обогащения. По этой причине они получили подавляющее распространение при рудоподготовке свинцово-цинковых и полиметаллических руд, хотя схемы характеризуются большой универсальностью и могут применяться для многих типов руд.

Двух- и трехстадиальные схемы могут быть с полностью открытым (рис. 4, а, б), частично замкнутым (рис. 4, в) и полностью замкнутым (рис. 5) циклом в I стадии измельчения.

Широкое применение в открытом цикле I стадии измельчения (рис. 4, а, б) стержневых мельниц обусловлено не только тем, что в данной операции они снижают, по сравнению с шаровыми, ошламование ценных компонентов, но и тем, что при тонком конечном измельчении руды производительность шаровых мельниц на мелком питании повышается.

Схемы с частично замкнутым циклом в I стадии измельчения (рис. 4, в) применяют при неблагоприятном соотношении объемов мельниц II и I стадий и необходимости улучшения использования объема мельниц I стадии измельчения («Медет» и др.).

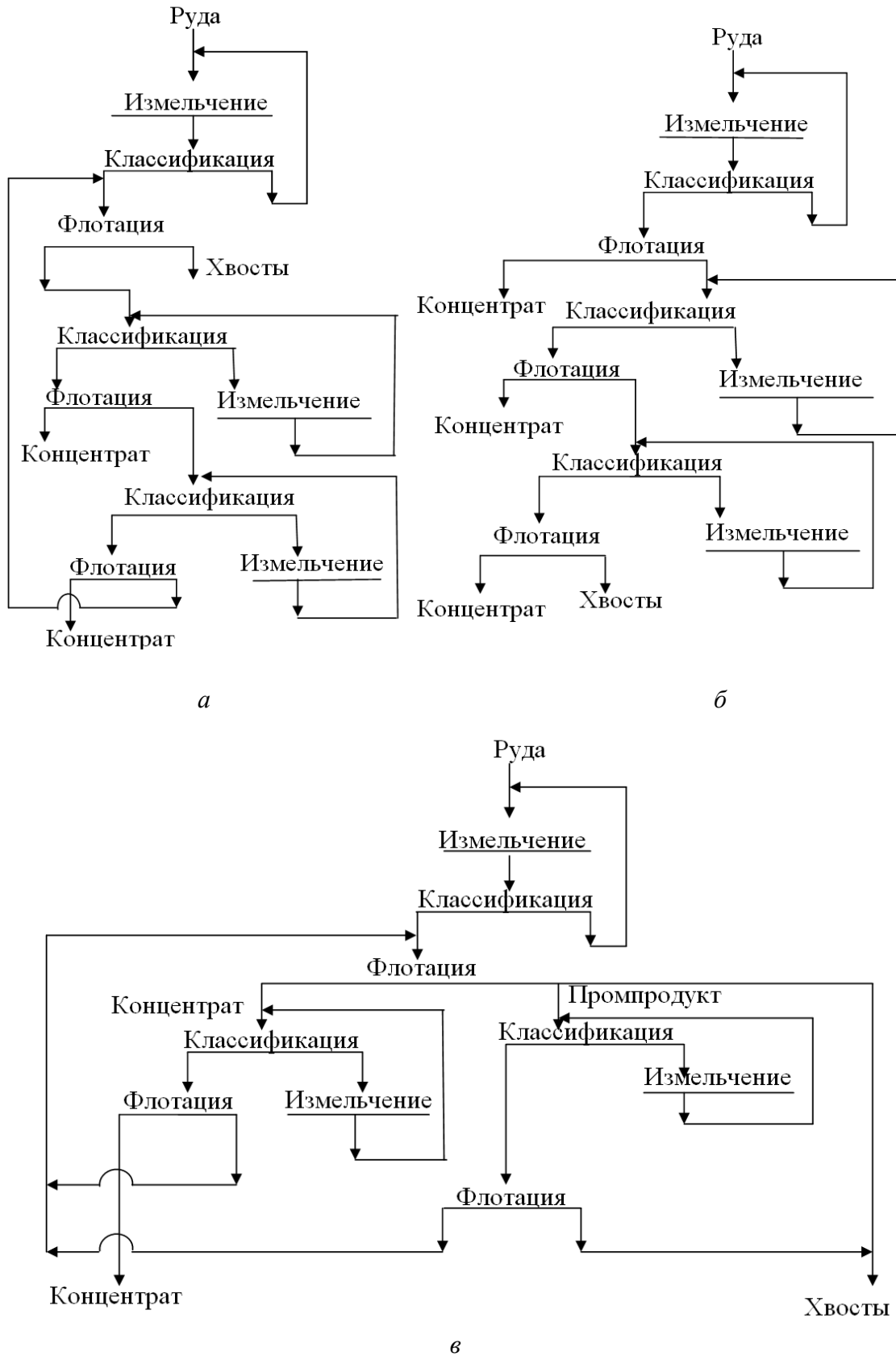


Рис. 5. Принципиальные трехстадиальные схемы измельчения и флотации

Схемы с замкнутым циклом в I стадии измельчения ([рис. 5](#)) применяют при необходимости получения более тонкоизмельченного продукта или использования межциклового флотации (Алмалыкская свинцовая, Среднеуральская и другие фабрики). Сложность двух- и трехстадиальных схем измельчения и обогащения при этом возрастает с усложнением характера вкрапленности и повышением склонности извлекаемых минералов к переизмельчению. Наиболее широко используемые на практике принципиальные варианты построения трехстадиальных схем представлены на [рис. 5](#).

По схеме ([рис. 5, а](#)), предусматривающей выделение после относительно грубого измельчения в I стадии отвальных хвостов и бедного (часто коллективного) концентрата, подвергаемого доизмельчению и селективной флотации во II или III стадии, обогащают некоторые медно-пиритные, полиметаллические, медно-молибденовые и другие руды, в которых извлекаемые минералы тесно связаны между собой, но их агрегаты могут быть легко отделены от минералов вмещающих пород уже при грубом измельчении. Это позволяет резко снизить стоимость измельчения, поскольку измельчению до конечной крупности и перефлотации подвергается только концентрат.

По схеме ([рис. 5, б](#)) с выделением после относительно грубого измельчения в I стадии готового или достаточно богатого концентрата и богатых хвостов с последующим доизмельчением и флотацией их во II или во II и III стадиях можно обогащать часть медно-никелевых, полиметаллических, медных и других руд, в которых наряду с крупной вкрапленностью имеются тонкие включения извлекаемых минералов во всей массе вмещающей породы. Такие схемы реализуют принцип «не дробить ничего лишнего» и позволяют существенно уменьшить переизмельчение полезных минералов, улучшить селективность их разделения и тем самым повысить технико-экономические показатели обогащения.

По схеме, показанной на [рис. 5, в](#), предусматривается выделение после предварительного измельчения в I стадии готового концентрата, бедных хвостов и промпродукта с высоким содержанием сростков, который доизмельчают и подвергают флотации во II стадии. Такие схемы обычно применяют в более сложном исполнении, когда доизмельчают и другие продукты флотации. Эти схемы позволяют, во-первых, ликвидировать большие циркулирующие потоки, стабилизировать ход процесса и улучшить условия флотации исходного материала; во-вторых, создать оптимальные условия обработки и флотации промежуточных продуктов, существенно отличающихся от оптимального режима флотационного обогащения исходной руды; в-третьих, избежать переизмельчения, снизить стоимость обогащения и повысить качество концентратов.

При флотационном обогащении руд по сложным схемам для поддержания оптимальной плотности пульпы в каждой операции приходится иногда применять специальные меры по разбавлению (например, перед их перемешиванием) или сгущению продуктов (например, промпродуктов или коллективных концентратов) перед их доизмельчением или дальнейшей флотационной переработкой. При этом сгущение пульпы перед флотацией позволяет также удалить растворимые соли и шламы, оказывающие вредное влияние на флотацию; несколько усреднить и стабилизировать питание флотации за счет повышения плотности флотируемого материала, уменьшить расход реагентов, сократить фронт флотации и удельный расход электроэнергии. Сгущение продукта флотации перед его доизмельчением и загрузка его в мельницу (фабрики «Холден», Гайская и др.) позволяют, в свою очередь, освежить грани всех зерен, а не только зерен песковой части пульпы, как это происходит в обычных условиях. Сгущение между циклами флотации обеспечивает возможность осуществления поциклового водооборота и за счет этого сокращения не только расхода реагентов, но и попадания нежелательных реагентов в последующий цикл флотационного обогащения. Для этой цели устанавливаются сгустители (фабрики «Чайно» и Балхашская).

При высокой стоимости шаров и возможности выделения из руды в необходимых количествах рудной гали более целесообразны при переработке руд с тонкой вкрапленностью минералов *схемы с рудно-галечным измельчением* (рис. 6). Такие схемы нашли применение на золотых («Онтарио», «Ренаби» и др.), медно-никелевых («Камбалда» и др.), урановых («Коукр», «Нордак»), полиметаллических («Бьютт», «Пюхасалми», «Керетти», «Катлахти» и др.) и других фабриках («Ренд», «Мирайсприит», «Нептун»). Наибольшее распространение получили двухстадиальные схемы с первичным и вторичным рудно-галечным измельчением (рис. 6, а), а также двухстадиальные схемы со стержневым или шаровым измельчением в I стадии и рудно-галечным измельчением во II стадии (рис. 6, б). Несмотря на снижение производительности мельниц на 30–50 % при переходе во II стадии с шарового на рудно-галечное измельчение, установка дополнительных мельниц (например, на фабриках Финляндии) окупается обычно за 2 года.

Схемы с само- и полусамозмельчением находят все большее применение при переработке медных и медно-молибденовых руд, особенно на фабриках большой производительности. Они позволяют исключить из схемы рудоподготовки операции среднего и мелкого дробления, а также первую или обе стадии измельчения – в стержневых и шаровых (или рудно-галечных) мельницах. Кроме того, исключается конвейерный транспорт и система обеспыливания, связанные с промежуточными стадиями дробления, а также бункерование (складирование) мелкодробленной руды.

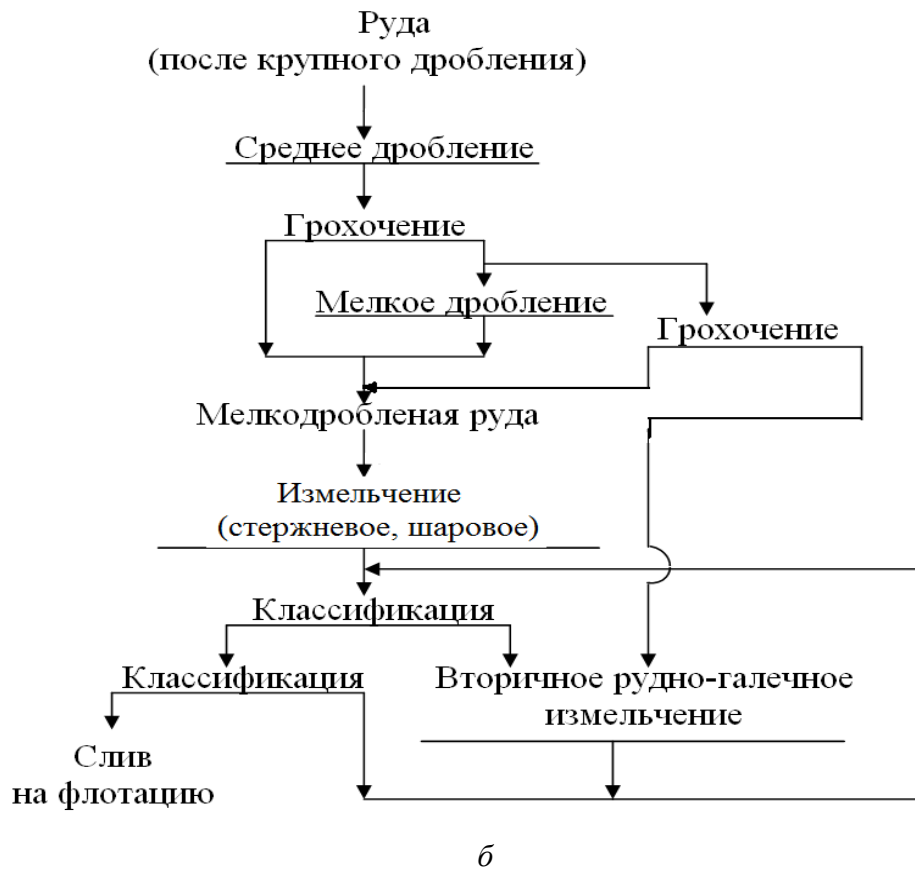
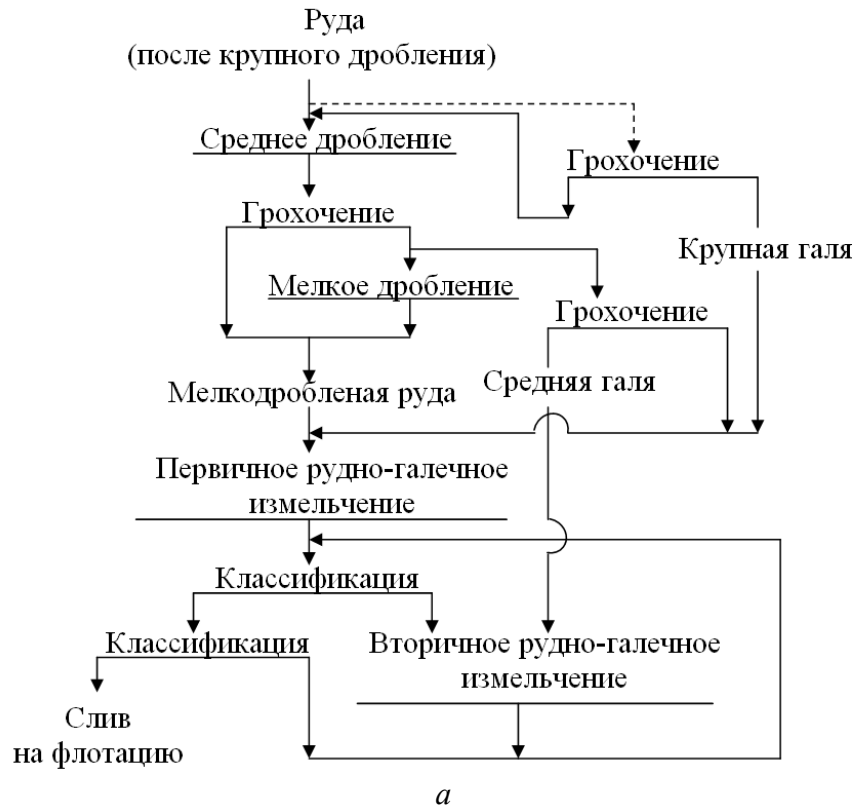


Рис. 6. Двухстадиальные схемы с рудно-галечным измельчением

Фабрика «Мангула» – одна из немногих фабрик в мире, перерабатывающих руды с применением *сухого измельчения* в мельницах типа «Аэрофол» (рис. 7).

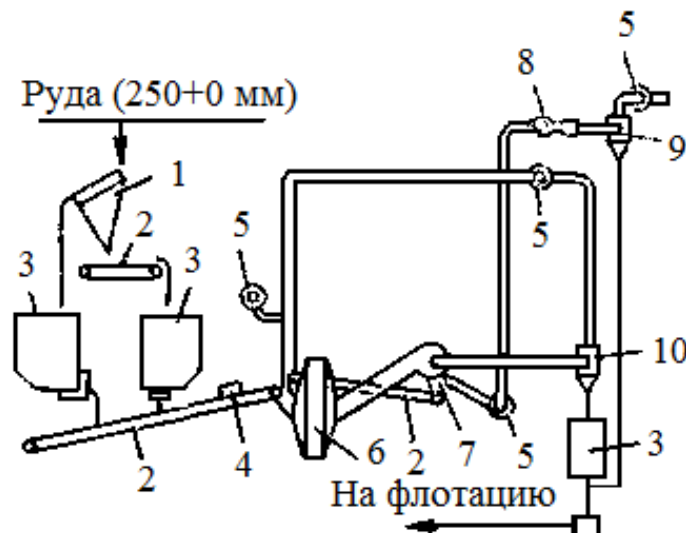


Рис. 7. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного отделения фабрики «Мангула»: 1 – вибрационный колосниковый грохот «Тризли»; 2 – ленточный конвейер; 3 – бункер; 4 – конвейерные весы; 5 – вентилятор; 6 – мельница «Аэрофол»; 7 – горизонтальный воздушный классификатор; 8 – трубка Вентури; 9 – гидросепаратор; 10 – гидрциклоны

Одностадиальные схемы с мокрым рудным само- или полусамомельчением (рис. 8, а) также применяют сравнительно редко («Кобар», «Камото», «Гендерсон» и др.) из-за невыполнения обязательных для этого условий: достаточного и относительно постоянного содержания в руде крупнокускового (+100 мм) твердого материала, служащего измельчающей средой, и отсутствия в руде более крепких, чем основная масса, разностей, вызывающих образование и аккумуляцию в мельнице рудного самоизмельчения гальки «критических» размеров, отрицательно влияющей на эффективность измельчения. Применение стальных шаров для предотвращения данного явления не всегда приносит желаемые результаты, так как шары интенсивно разрушают не только гальку и обломки промежуточных классов, но и крупнокусковую руду, увеличивая при этом содержание гальки «критических» размеров.

Большой гибкостью и универсальностью обладают схемы с дроблением кусков «критического» размера в разгрузке мельниц само- или полусамомельчения в короткоконусных дробилках (рис. 8, б, в). Они особенно предпочтительны при переработке крепких и вязких руд («Семилкамин», «Эртсберг») (рис. 9). Возможность выделения рудной гали при этом позволяет организовать рудногалечное доизмельчение, например концентратов или промежуточных продуктов.

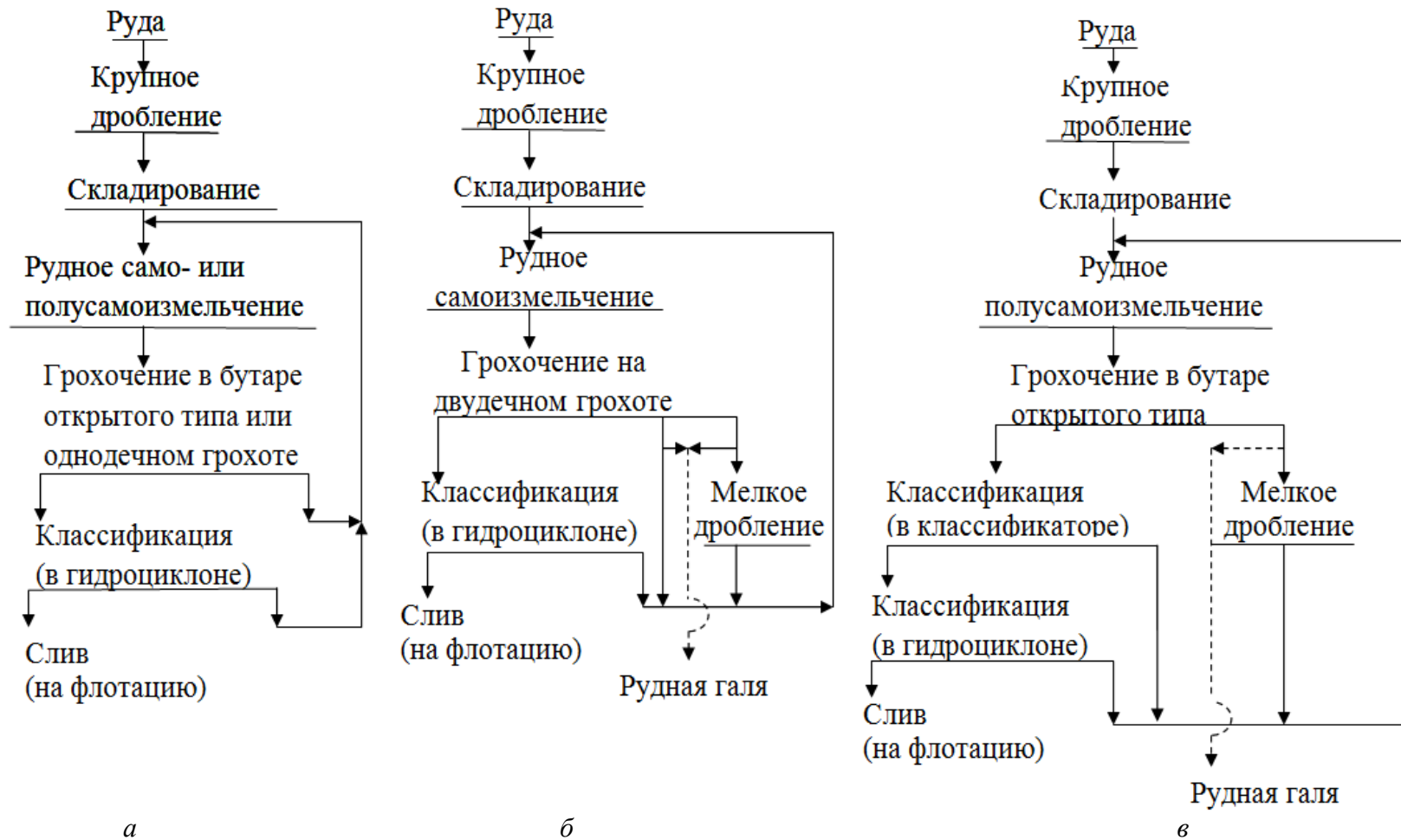


Рис. 8. Одностадийные схемы полного рудного само- и полусамоизмельчения (а) и с операцией дробления кусков «критической крупности» в разгрузке мельницы (б, в)

Наибольшее распространение в мировой практике получили *двухстадийные схемы с самоизмельчением* (рис. 10, рис. 11). Исходную руду по этим схемам часто классифицируют на классы +100 (75) и –100 (75) мм для стабилизации питания мельниц само- или полусамоизмельчения в I стадии. Во II стадии используют шаровые или рудногалечные мельницы.

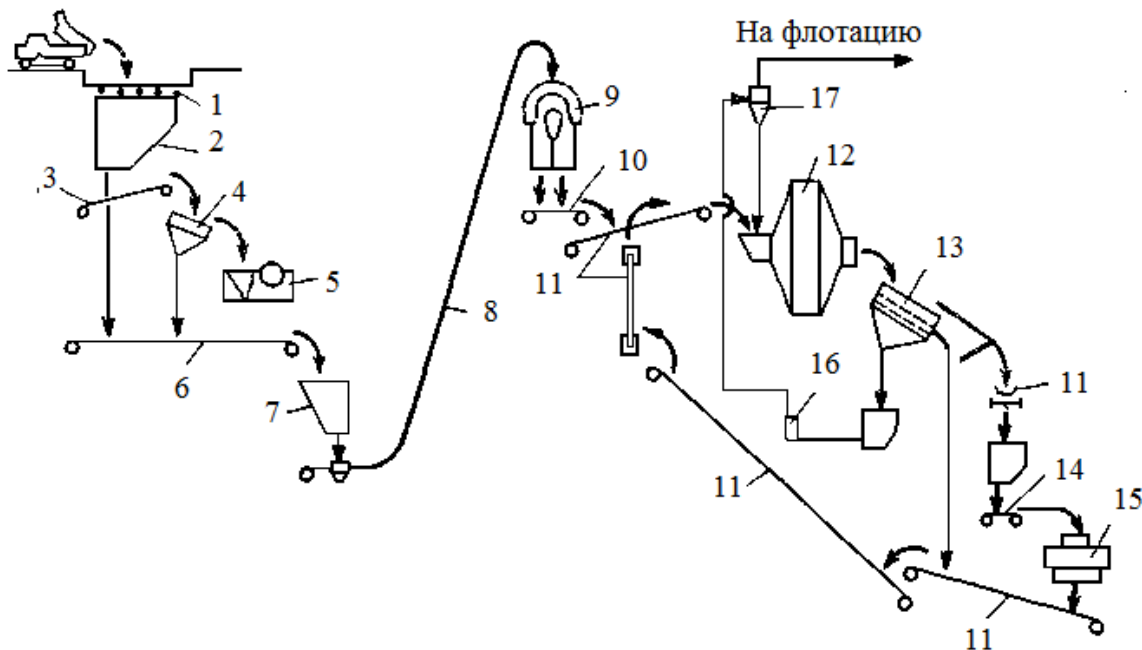


Рис. 9. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного комплекса фабрики «Эртсберг»: 1 – предохранительная решетка; 2 – бункер; 3, 10 – питатели пластинчатые; 4 – грохот колосниковый; 5 – дробилка щековая; 6 – конвейер ленточный; 7 – бункера крупнодробленой руды для погрузки в вагонетки канатной дороги; 8 – канатная дорога; 9 – скреперный склад; 11 – конвейеры цикла рудного самоизмельчения; 12 – мельница самоизмельчения; 13 – грохот двудечный вибрационный; 14 – питатель; 15 – дробилка конусная; 16 – насос песковый; 17 – гидроциклон

Схемы с шаровым измельчением во II стадии (рис. 10) нашли применение на крупных обогатительных фабриках («Айленд Коппер», «Лорнекс», «Пима» и др.). По схеме, показанной на рис. 10, а, разгрузка мельницы рудного полусамоизмельчения подвергается грохочению на двудечном вибрационном грохоте, верхний класс которого возвращается в мельницу ленточными конвейерами. Грохочение разгрузки мельницы рудного полусамоизмельчения по схеме, представленной на рис. 10, б, осуществляют в бутаре закрытого типа, нижний продукт которой насосом подают на однодечный вибрационный грохот, установленный выше мельницы. Это исключает необходимость в ленточных конвейерах и в отдельных насосах для нижнего продукта вибрационного грохота.

Схема с включением между стадиями дробилки мелкого дробления (рис. 10, в) – наиболее надежная в эксплуатации при переработке руд с неустойчивыми физическими свойствами.

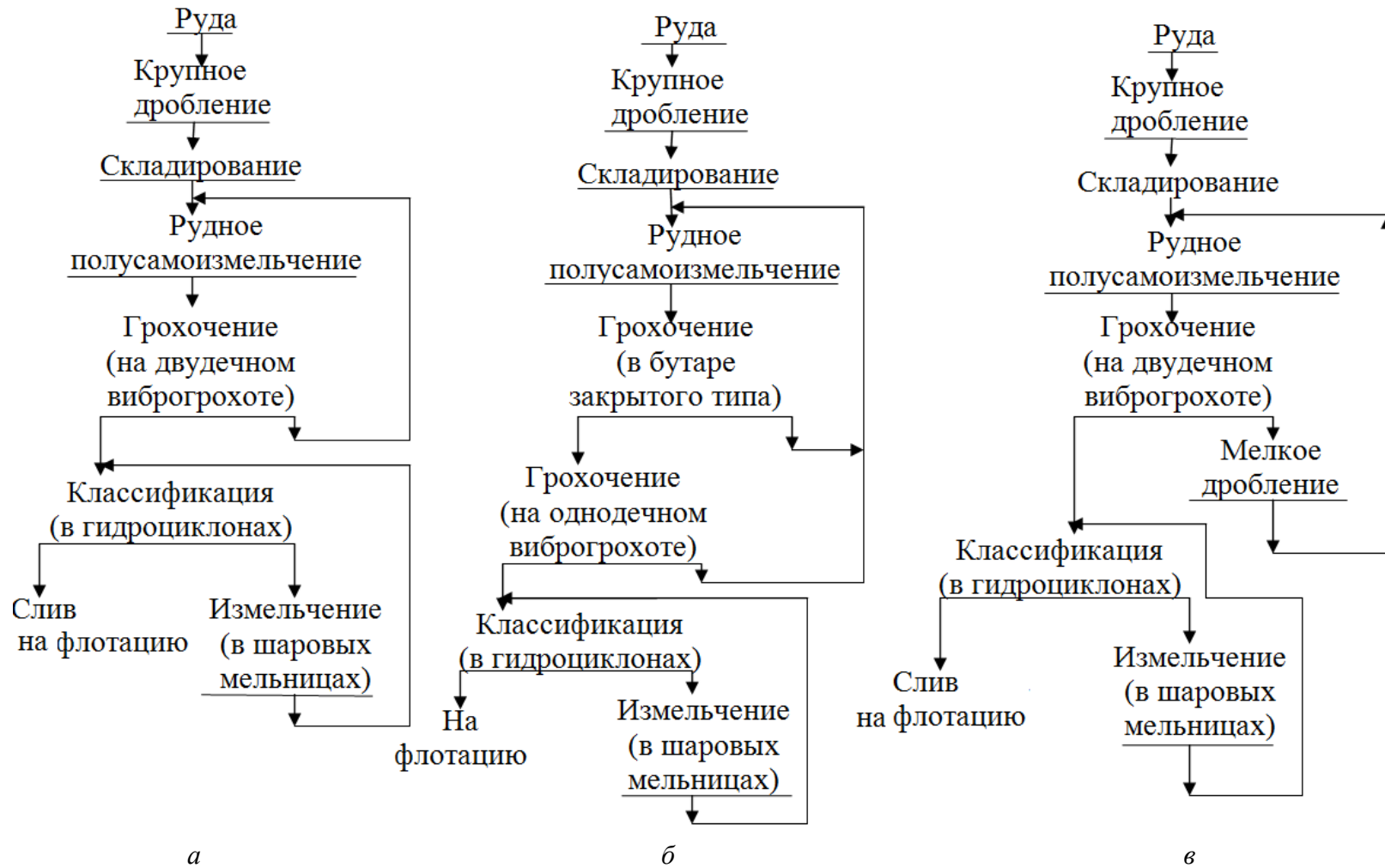


Рис. 10. Двухстадиальные схемы с самоизмельчением в I стадии и шаровым измельчением во II стадии

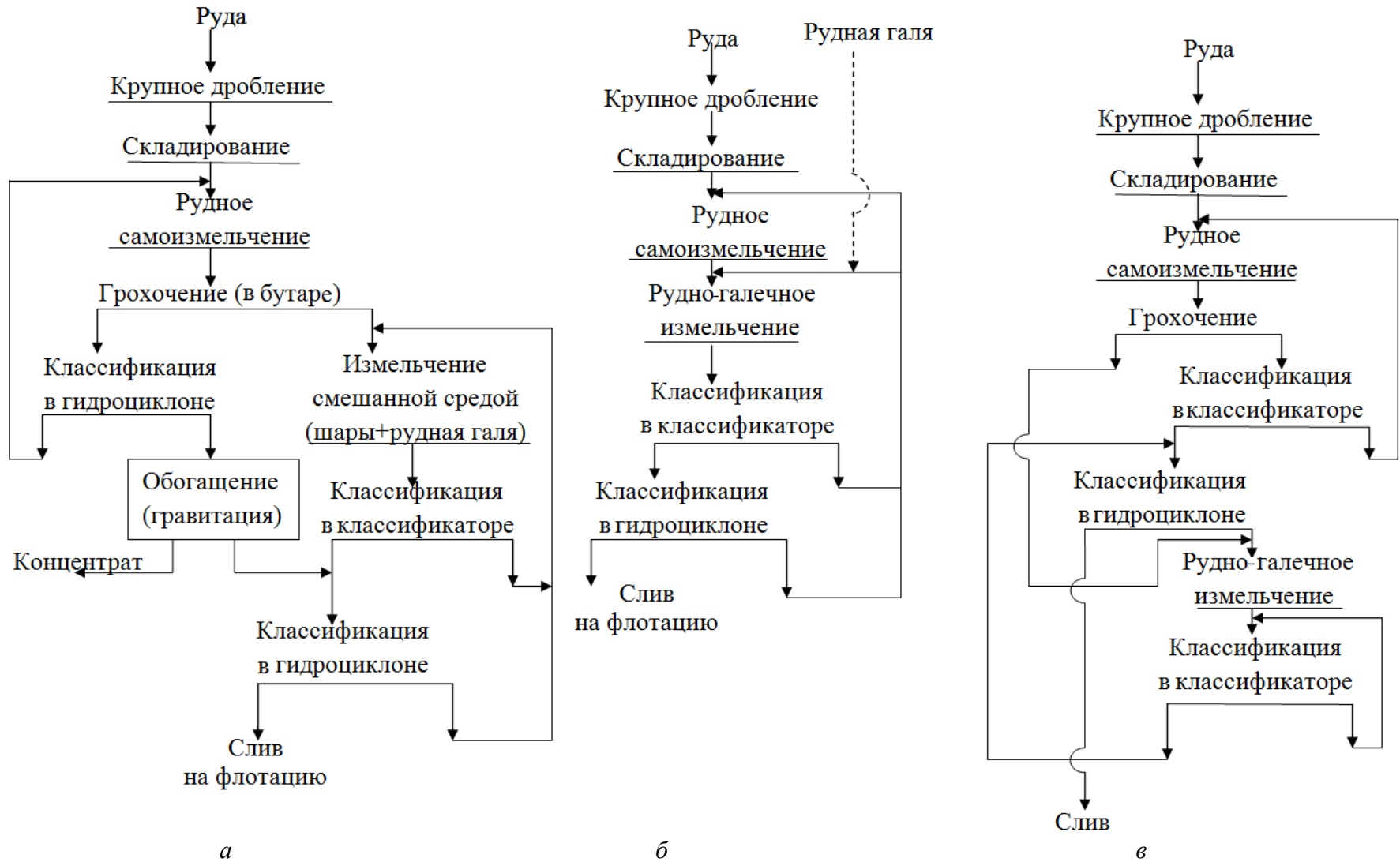


Рис. 11. Двухстадиальные схемы с самоизмельчением в I стадии и рудно-галечным измельчением во II стадии

Схемы с рудногалечным измельчением во II стадии (рис. 11) применяются при измельчении медных («Айтик») и некоторых полиметаллических («Вассбо», «Байя Маре») руд. Схема, показанная на рис. 11, а, предпочтительна, когда фракция «критической» крупности представлена мелкими классами, дорабывание которых в дробилке нецелесообразно. Схемы полного рудного самоизмельчения, осуществление которых возможно при наличии рудной гали, получаемой извне (рис. 11, б) или выделяемой из разгрузки мельницы рудного самоизмельчения (рис. 11, а), применимы для руд, не образующих в мельнице рудного самоизмельчения фракции «критической» крупности. Схемы, показанные на рис. 11, а и б, целесообразно использовать для руд, при самоизмельчении которых зерна «критической» крупности образуются в ограниченном количестве и полностью используются в качестве рудной гали во II (и III) стадии измельчения.

Основная тенденция, характеризующая положение с сырьевой базой цветной металлургии в России и за рубежом, – обеднение руд, уменьшение крупности и усложнение характера вкрапленности ценных компонентов, увеличение степени окисления и ухудшение обогатимости руд.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Перечислите характерные особенности руд цветных металлов.
2. Как влияет тонкая дисперсная связь ценных компонентов вмещающих пород на технологическую переработку руд?
3. Как отражается сложность и изменчивость вещественного состава руд цветных металлов на схемах их обогащения?
4. Какие схемы измельчения находят наибольшее применение на действующих фабриках?
5. Для каких руд целесообразно применять одностадиальные схемы измельчения в шаровых мельницах? Приведите примеры фабрик.
6. Какие схемы измельчения обычно используются для свинцово-цинковых и полиметаллических руд?
7. Назовите разновидности двух- и трехстадиальных схем.
8. В каком случае применяются схемы с частично замкнутым циклом в I стадии измельчения?
9. Когда используются схемы с замкнутым циклом в I стадии измельчения? Приведите примеры фабрик.
10. Какие схемы измельчения применяют для медно-пиритных, полиметаллических, медно-молибденовых руд с агрегативной вкрапленностью ценных компонентов?
11. Когда целесообразно применять схемы с рудно-галечным измельчением? Приведите примеры фабрик.
12. Назовите необходимое условие для применения схем мокрого самоизмельчения.
13. Назовите мероприятия по борьбе с кусками руды «критической» крупности.
14. В чем заключаются преимущества применения мельниц полусамозмельчения?

ЛЕКЦИЯ 4

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ДОБЫВАЕМЫХ РУД

План лекции

- 4.1. Влияние вещественного состава руд на показатели обогащения [3, 15].
- 4.2. Технологические требования к качеству руд, поступающих на обогащение [3, 15, 16].

4.1. Влияние вещественного состава руд на показатели обогащения

Эффективность работы обогатительных фабрик во многом зависит от качества перерабатываемого сырья. Для получения максимального извлечения полезных компонентов при обогащении рудного сырья требуется постоянство его состава во времени, по крайней мере в течение смены.

Это требование объясняется тем, что высокие показатели переработки руд могут быть получены только при полном соответствии их качества применяемому технологическому режиму обогащения. В условиях частой смены химического и минералогического состава перерабатываемого сырья или задержки информации о них обогатители не в состоянии оперативно изменять режим переработки руд. Между тем еще на многих обогатительных фабриках можно наблюдать, как в течение смены несколько раз изменяется концентрация металлов или увеличивается количество труднообогатимых разновидностей в поступающей на флотацию руде.

Мероприятия по усреднению качества руды и продуктов обогащения, обеспечивая стабилизацию технологического процесса на относительно уровне и эффективную работу систем автоматизации, позволяют повысить производительность фабрики (на 5–8 %), извлечение металлов (на 0,5–5,0 %) и снизить расход реагентов (на 10–15 %).

К основным характеристикам вещественного состава руд цветных металлов, определяющим технико-экономические показатели обогащения, относят:

- содержание ценных компонентов;
- минеральный состав;
- характер вкрапленности и срастания минералов;
- наличие в них изоморфных примесей;
- вторичные изменения минералов вследствие окисления, выветривания и взаимоактиваций.

Содержание ценных компонентов. Руда – смесь ценных компонентов, каждый из которых может найти применение в народном хозяйстве. Степень извлечения каждого из них в отдельные концентраты зависит от его содержания в руде. При прочих равных условиях извлечение возрастает с увеличением содержания данного компонента в руде. Это обычно обусловлено тем, что содержание его неизвлекаемой части в руде более или менее одинаково и с увеличением общего содержания флотированного компонента повышается доля его извлекаемой части. Однако при переработке на фабрике различных сортов руд такой связи может и не быть, если окажется, что в рудах с более высоким содержанием извлекаемого компонента он представлен труднофлотированными или неизвлекаемыми минералами, а в рудах с небольшим содержанием данного компонента – легкофлотированными минеральными формами.

Минеральный состав. Технологические показатели по извлечению каждого компонента из руды и качество получаемых концентратов зависят от минерального состава руды, во-первых, потому, что каждый металл или элемент может быть представлен различными минералами, обладающими различной флотированностью. Например, медь в рудах может быть представлена легкофлотированными сульфидными минералами (халькопиритом, борнитом, халькозином и ковеллином); гораздо хуже флотирующимися окисленными минералами (малахитом, азуритом, купритом) и практически неизвлекаемыми при флотации хризокolloй и алюмосиликатами меди. Разные группы минеральных форм требуют различных реагентных режимов, и при их совместном присутствии трудно обеспечить оптимальные условия флотации всех минералов. Поэтому в технологической схеме обычно предусматривают отдельное флотационное извлечение, например, сначала сульфидных, затем – окисленных минералов. Изменение соотношения минеральных форм в сторону увеличения труднофлотированных форм извлекаемого компонента приводит к уменьшению его извлечения в концентрат.

Во-вторых, возможность селективной (избирательной) флотации зависит от степени близости физико-химических свойств разделяемых минеральных компонентов и трудности ее осуществления возрастают при разделении минералов с одинаковым анионом или катионом. Например, если флотационное отделение сульфидных минералов от несulfидных является обычно простой операцией, то отделение сульфидов протекает гораздо сложнее. Трудности селективной флотации минералов с одинаковым катионом или анионом обусловлены еще и тем, что разные минеральные формы одного и того же металла или элемента обладают различными свойствами. Если, например, отделение галенита от халькопирита протекает довольно легко, то отделение его от халькозина требует особых условий.

В-третьих, селективная флотация будет осложняться при наличии в рудах легкофлотируемых алюмосиликатов, высоком содержании шламистых минералов и пород, обладающих большой поглотительной способностью по отношению к флотационным реагентам. Например, флотационное извлечение окисленных минералов свинца из сильно разрушенных руд становится практически невозможным, если в них присутствуют оксиды и гидроксиды марганца. Трудной задачей является также эффективная депрессия флотоактивных силикатов, резко понижающих содержание извлекаемого компонента в концентрате.

Влияние генезиса руд. Условия образования полезных ископаемых (генезис) определяют их строение, характер кристаллизации, изоморфизм, скорость и степень окисления и электронные свойства минералов.

Например, сульфидные руды, образующиеся в результате раскристаллизации расплавленных магм или осаждения сульфидных минералов из горячих водных растворов, отличаются плотностью, крупнокристаллическим строением и не имеют пор. Окисленные же руды, образовавшиеся в процессе окисления и выщелачивания сульфидных руд, обычно характеризуются мелкокристаллическим строением и большим числом пор, заполненных охристо-глинистым материалом. При измельчении таких руд охристо-глинистый материал образует значительное количество так называемых «первичных» шламов, оказывающих вредное влияние на флотацию.

Генезисом определяется содержание изоморфной примеси в минералах. Широкое изменение содержания изоморфного, например, железа в цинковой обманке, пентландите, молибдена в шеелите, марганца в вольфрамите оказывает существенное влияние на необходимые условия активации и депрессии изоморфных разновидностей минерала. Изоморфизм – основная причина наличия в рудах легко- и труднофлотируемых разновидностей одного и того же минерала.

От генезиса месторождения зависят соотношения концентраций электронов и дырок и характер изменения уровня Ферми у полупроводниковых минералов. Исследование влияния их на флотируемость сульфидных минералов показало, что изменение концентрации электронов в поверхностном слое минералов не требует изменения установленных ранее соотношений концентраций реагентов в граничных условиях флотации минералов, но может существенно повлиять на максимально возможное извлечение минералов в концентрат. Причина этого – нарушение условий образования диксантогенита на поверхности при высокой концентрации электронов или, наоборот, дырок в поверхностном слое минерала. Увеличить извлечение минерала при большой концентрации электронов можно, например, применением реагентов-окислителей, а при высокой концентрации дырок – использованием реа-

гентов-восстановителей, понижающих их концентрацию в поверхностном слое до оптимальной.

Вторичные изменения минералов. Вторичным изменениям могут быть подвергнуты как рудные минералы, так и минералы вмещающих пород.

Наиболее важные изменения минералов пустой породы связаны с окремнением, коалинизацией, хлоритизацией и серицитизацией их поверхности. Коалинизация и серицитизация – основные процессы изменения полевых шпатов, для железо-магнезиальных минералов наиболее характерна хлоритизация. В процессе вторичных изменений происходит унификация поверхностных свойств различных породных минералов при возрастании общей степени их гидрофобности и образование большой массы легкофлотируемых серицито-хлоритовых шламов, даже при сравнительно крупном измельчении. В результате этого возрастают трудности депрессии пустой породы, предотвращения вредного влияния шламов и получения богатых концентратов.

Вторичные изменения рудных, например, сульфидных минералов связаны в основном с их окислением и взаимоактивацией.

Окисление сульфидов в зоне окисления месторождения или в процессе добычи, транспортировки, дробления и измельчения руды приводит к образованию на их поверхности более полярных соединений, чем сами сульфиды. При взаимодействии с собирателем на таких поверхностях образуются рыхлые гидрофобные шламы, затрудняющие флотацию сульфидных зерен. Наилучшие результаты в этом случае дает предварительная сульфидизация окисленной поверхности сульфидных минералов.

Наибольшие трудности при селективной флотации может вызывать взаимоактивация минералов как в самом месторождении, так и в процессе подготовки руды к флотации. Особенно трудно поддаются селекции сульфидные руды из зон вторичного обогащения, когда поверхность практически всех сульфидов железа, цинка, свинца покрыта пленками вторичных сульфидов меди. В этом случае флотируемость всех минералов становится одинаковой. При ограниченном развитии активирующих пленок на поверхности минералы удается разделить только после очень тонкого измельчения или только после удаления пленок с помощью соответствующих растворителей.

4.2. Технологические требования к качеству руд, поступающих на обогащение

Вовлечение в эксплуатацию все более бедных и труднообогатимых руд приводит к наращиванию объемов горных работ. Высокопроизводительные системы разработки и оборудование большой единичной мощности, применяемые с целью снижения себестоимости добычи, обуславливают повышение разубоживания, еще большее ухудшение качества полезного ископаемого, возрастание трудностей в обогатительном переделе и резкое падение технологических, экономических показателей обогащения и комплексности использования сырья. Жесткая связь циклов добычи и обогащения полезных ископаемых обеспечивает получение максимальной общей эффективности горно-обогатительного комплекса только при соблюдении следующих обязательных условий по качеству руд, поступающих на обогащение:

максимально возможное удаление породы из крупнокусковой и дробленной горной массы, чтобы снизить бесполезные энергетические, капитальные и эксплуатационные затраты на дробление, измельчение и обогащение, обеспечить более полное раскрытие сростков минералов и за счет этого повысить качество концентратов, извлечение в них ценных компонентов и комплексность использования сырья;

раздельная добыча и переработка технологически несовместимых сортов руд. Совместная переработка различных по вещественному составу (например, соотношению содержаний ценных компонентов и их минеральных форм, характеру вмещающих пород, текстурно-структурным особенностям и др.) сортов руд приводит к резкому падению технологических и технико-экономических показателей обогащения. На большинстве горно-обогатительных предприятий перерабатывают руды двух–трех сортов, на некоторых – 8–10 («Сартори» в Италии, «Сулливан» в Канаде и др.). Результаты изучения строения отечественных месторождений также показали, что в большинстве (в том числе на Белоусовском, Салаирском и других рудниках) технологические сорта руд достаточно четко обособлены в пространстве и по горно-техническим возможностям могут быть добыты раздельно. Раздельная добыча и переработка технологических сортов руд позволяет резко повысить показатели обогащения, комплексность использования сырья, в том числе извлечение благородных металлов: золота и серебра – из медных, медно-цинковых и полиметаллических руд (например, Миргалимсайского, Риддер-Сокольного месторождений), платины и платиноидов – из медно-никелевых руд;

постоянство содержаний ценных компонентов, вредных примесей и физико-механических свойств, близких к проектным показателям каждого технологического сорта руды, для которых и предназначена разработанная

технология комплексной переработки и обогащения, с целью получения максимально возможных технологических и технико-экономических показателей.

Выполнение перечисленных условий по качеству руд, поступающих на обогащение, может быть достигнуто на основе взаимодействия геологов, горняков и обогатителей. Сущность такого взаимодействия – изучение технологических свойств руды еще в недрах, формирование технологических потоков руды, однородных по составу, выделение в поточном, порционном режимах и на сепарационном комплексе (операциями предконцентрации) отвальных крупнокусковых хвостов, обеспечение оптимальной схемы дезинтеграции руды с минимизацией энергозатрат в системе взрывание–дробление–измельчение (самоизмельчение) и получение заданного гранулометрического состава материала на выходе из измельчения.

Таким образом, соответствие качества планируемой к переработке («проектной») руды, оптимальной для выбранных схем рудоподготовки и обогащения и фактически поступающей на обогащение, обеспечивается предварительным технологическим изучением руд месторождения, в результате которого должно быть осуществлено его технологическое картирование, перспективным планированием и оперативным управлением качеством руды в процессе горно-транспортных работ, рудничным и фабричным усреднением руды.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Объясните необходимость усреднения качества руды, поступающей на обогащение.
2. Назовите основные характеристики вещественного состава руд цветных металлов.
3. Как отражается влияние минерального состава руды на технико-экономические показатели обогащения?
4. Как влияет массовая доля ценного компонента в исходной руде на показатели обогащения?
5. Охарактеризуйте связь генезиса происхождения с обогатимостью руды.
6. Назовите вторичные изменения минералов.
7. Перечислите мероприятия для обеспечения максимально возможных технологических и технико-экономических показателей.

ЛЕКЦИЯ 5

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ КАРТИРОВАНИЕ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДЫ В ПРОЦЕССЕ ГОРНО-ТРАНСПОРТНЫХ РАБОТ И ПРИ ОБОГАЩЕНИИ

План лекции

- 5.1. Геолого-технологическое картирование месторождения [3].
- 5.2. Усреднение руд и продуктов обогащения [3, 10].

5.1. Геолого-технологическое картирование месторождения

Основная задача геолого-технологического картирования месторождений – получение достоверной технологической оценки качества руды в недрах, ее неоднородности и сортности. В ходе его проведения на основе детального изучения вещественного состава, текстурно-структурных особенностей, физико-механических свойств и обогатимости руд по большому числу проб выделяют, изучают и геометризуют технологические сорта и разновидности руд. При использовании ЭВМ в комплексе с графопостроителем возможна автоматическая классификация, выделение и построение на планах контуров сортов руды с одновременным вычислением показателей их качества в любых заданных объемах.

Результаты рудокартирования – основа управления качеством добываемых руд; их используют при проектировании и эксплуатации горно-обогатительных комбинатов (ГОКов). Они дают возможность объективно оценить необходимость раздельной добычи и переработки руд, более правильно решать задачи усреднения руд, предконцентрации и управления качеством рудного сырья, оценки блочности рудного массива и природной концентрации макротрещин в единице объема, структурной дефектности и прочностной способности на взрывное разрушение.

Данные технологического картирования позволяют:

составить графики отработки месторождения с учетом всех особенностей вещественного состава и обогатимости руд различных участков и горизонтов, разработать и создать (применительно к этим участкам) гибкие технологические схемы и режимы, обеспечивающие получение высоких показателей обогащения и комплексное использование сырья;

определить запасы и возможное извлечение компонентов по каждому типу и сорту, по периодам эксплуатации, рудным телам, горизонтам и участкам месторождений;

разработать при проектировании горно-обогатительных предприятий обоснованные системы стабилизации качества руд при отработке месторождения за счет усреднения руд при добыче, транспортировке, складировании, бункеровании и т.д.;

оценить возможности предварительной сортировки руд по концентрации извлекаемых компонентов, вещественному составу, обогатимости с выделением отвальных продуктов на стадии первичного или среднего дробления в результате разделения по плотности (в тяжелых средах или отсадкой), твердости и крупности (на грохотах), цвету, блеску, люминесценции (на фотометрических сепараторах), естественной или наведенной радиоактивности (на радиометрических сепараторах) и другим различиям в свойствах разделяемых минералов или минеральных ассоциаций;

оценить твердость минералов и механическую прочность агрегатов, крупность вкрапленности минералов и их взаимопроращение, контрастность прочностных свойств компонентов руды и ее измельчаемость, учитываемые при разработке схемы рудоподготовки и оптимизации степени измельчения.

5.2. Усреднение руд и продуктов обогащения

Руды, поступающие на обогащение из различных участков месторождения, обычно резко отличаются по вещественному составу, физико-механическим свойствам и обогатимости, тогда как высокие и устойчивые показатели работы фабрики во многом определяются стабильностью их состава.

На [рис. 12](#) показана зависимость недоизвлечения меди и цинка от среднего квадратического отклонения их содержания в руде на одной из медно-цинковых фабрик. Усреднение руды (по содержанию металлов) обеспечивает увеличение извлечения меди на 0,8 %, цинка – на 2,5 %. Такое же усреднение на полиметаллической фабрике позволяет повысить извлечение в одноименные концентраты меди на 1,5 %, свинца – на 2,5 % и снизить содержание свинца в медном концентрате на 1 %, а меди в свинцовом концентрате – на 1,5 % при одновременном уменьшении расхода реагентов на 25 %.

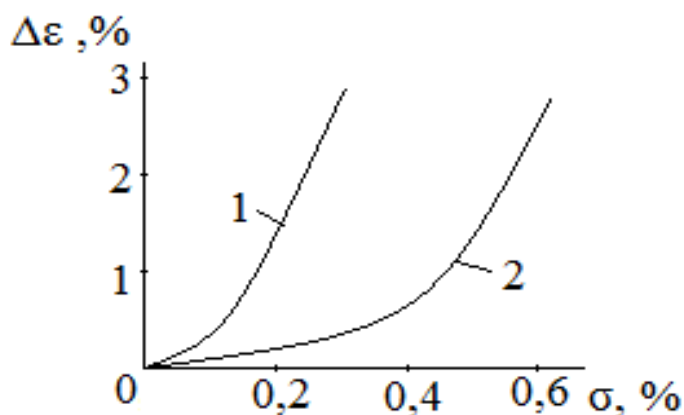


Рис. 12. Зависимость недоизвлечения $\Delta \epsilon$ меди (1) и цинка (2) от среднего квадратического отклонения σ их содержания в руде

Мероприятия по усреднению руды на руднике и фабрике являются комплексными, дополняют друг друга и обеспечивают снижение амплитуды и частоты колебаний всех показателей качества руды, оказывающих влияние на эффективность технологического процесса, а именно: содержания металлов, элементов и вредных примесей, соотношения их минеральных форм и степени окисления руды, характера и крупности вкрапленности минералов, их активации и взаимоактивации, содержания крупных (+300 мм) и мелких (-100 мм) классов крупности в руде и ее измельчаемости, влажности, глинистости и других параметров качества руды, необходимость стабилизации которых может выявиться в конкретных условиях работы фабрики.

Однородность вещественного состава руды и стабилизацию на необходимом уровне амплитудных и частотных характеристик колебаний показателей ее качества (в частности, продолжительности периода однозначных отклонений качества от среднего уровня) обеспечивают на руднике перспективным и оперативным геолого-технологическим планированием горных работ в режиме усреднения, управлением горно-транспортными работами в режиме усреднения при широком использовании ядерно-физических методов контроля качества руды, усреднением руды на сортовых или смесительных усреднительных складах.

На новых, например медных, фабриках усреднение осуществляется одновременной выемкой руды из различных участков месторождения в соответствии с обработанными на ЭВМ результатами оперативной эксплуатационной разведки и анализа получаемых из буровзрывных скважин продуктов на вещественный состав и обогатимость. Ведется строительство и эксплуатация усреднительных складов на рудниках и приемных устройств на фабрике, исключающих смешивание руд разных месторождений в корпусе дробления. При этом на некоторых предприятиях (Балхашском, Алмалыкском и других месторождений) введена маршрутная паспортизация поступающих руд на основе их минералогической оценки, данных рудничной геологии и результатов технологического опробования пульпы, полученных при бурении скважин.

Правилами технической эксплуатации горно-рудных предприятий установлены определенные требования к качеству руд и порядок работы рудников, карьеров и шахт, обеспечивающие выдачу рудного сырья в соответствии с техническими условиями. В частности, для обеспечения планового качества добываемого полезного ископаемого требуется:

систематически производить позабойное опробование полезного ископаемого с выделением типов и сортов руд согласно утвержденным условиям для данного месторождения;

оперативно корректировать направления и планы горных работ и при возможности широко использовать экспрессные ядерно-физические методы анализа;

проводить ежеквартально внутренний и внешний контроль точности химических анализов на основные компоненты в пробах;

иметь положение о браковке руды;
вести при экономической целесообразности отдельную выемку полезного ископаемого или забойную сортировку.

Оценку и учет качества руд необходимо проводить согласно ГОСТу и ТУ на поставку и приемку полезных ископаемых. *Контрольное опробование* производится отделом технического контроля (ОТК) совместно с геологической службой рудника, карьера не реже одного раза в квартал путем набора специальных проб согласно инструкциям по требованию.

Стабилизация качества добываемых руд – задача довольно сложная. Для ее решения необходимо проведение комплекса мероприятий на всех стадиях, начиная с разведки. Рассмотрим методы управления качеством руд в процессе их добычи и переработки.

Эксплуатационное опробование должно обеспечивать своевременной, максимально полной и достоверной информацией о качестве руд в недрах и об условиях их залегания по каждому эксплуатационному блоку, а также о качестве рудного потока, направляемого на обогатительную фабрику. Эксплуатационное опробование состоит из отбора проб и их последующего анализа.

До последнего времени в процессе разведки и разработки месторождений границы рудных залежей и качество руд устанавливали по данным геологических проб. Результаты получали, как правило, через несколько дней.

В настоящее время при разведке, добыче и переработке руд стали более широко применять *ядерно-физические методы*, позволяющие без отбора проб, непосредственно в скважинах, в транспортных емкостях, на лентах транспортеров определять в них содержание полезных компонентов, а иногда и минералов.

В общем виде методы ядерной геофизики включают в себя процессы изучения окружающей среды (стенок горных выработок, скважин, кусков руды и т.п.) определенным видом излучения радиоизотопного источника с последующим измерением состава и интенсивности вторичного излучения, исходящего от исследуемых объектов. При этом могут быть использованы различные реакции ядерных излучений с исследуемым веществом, которые позволяют определять большинство элементов и в принципе пригодны для исследования нерадиоактивных полезных ископаемых.

Наибольшее практическое применение при опробовании и оценке качества руд получили рентгенорадиометрический, гамма-гамма, нейтрон-нейтронный, гамма-нейтронный и некоторые другие ядерно-физические методы. В зависимости от типа руд и определяемых элементов используют тот или иной метод.

Так, гамма-гамма метод применяется на Зырянском, Текелийском, Иртышском месторождениях, АГМК, Дальполиметалл и др. Порог чувствительности свинца $-0,2+0,5$ %. Рентгенорадиометрический метод используется на Хрусталинском, Джекказганском, Гайском ГОКах.

Одним из способов обеспечения однородного качества руды является *управление добычей в забоях и блоках*. Для этого необходимо, чтобы руда

выдавалась из них в определенном соотношении, а затем при транспортировании смешивалась в рудоспусках, бункерах и т.д. Для соблюдения заданных пропорций соотношения руд, поступающих с различных участков, требуется корректировать их добычу посменно или оперативно в течение смены.

Для корректировки нужно иметь сведения о количестве руды, выданной из отдельных блоков или забоев, поступившей в рудоспуски (бункера) и выгруженной из них, а также о качестве рудной массы по блокам, рудоспускам и т.п. Сведения о количестве получают от рудничного персонала, учитывающего объемы добычи, а качество руды определяют эксплуатационным опробованием.

В ходе корректировки добычи руд на части обрабатываемых блоков или забоев неизбежно приходится снижать их производительность, что сокращает общий объем добытого рудного сырья. Однако это необходимо в интересах более полного и комплексного использования недр.

При значительных колебаниях качества рудной массы, когда выдержать нужное соотношение руд, поступающих из блоков, не представляется возможным, бывает выгодней рудную массу разделять на сорта и, соответственно, транспортировать и перерабатывать их отдельно. Решение об этом принимается в проекте горного предприятия, реализуется в процессе подготовки запасов к выемке, а обеспечивается при добыче руды путем сортировки рудной массы различными методами.

В простейшем случае эту сортировку проводят визуально, в более сложных случаях прибегают к помощи ядерно-физических методов. Методы сортировки руды на технологические сорта не исключают возможности усреднения качества руды в пределах каждого сорта и отбраковки породы и некондиционной руды при добыче.

Одним из действенных способов обеспечения обогатительных фабрик рудой однородного состава является *усреднение руд*. Для усреднения руд требуется обширная информация и большое количество данных о качестве и свойствах руд, находящихся на месторождении. Главные из них:

- содержание основных и сопутствующих полезных компонентов;
- содержание полезных элементов в определенной минеральной форме;
- содержание вредных компонентов, оказывающих отрицательное влияние на процесс обогащения и качество концентратов;
- изменчивость руды по отношению к базовой измельчаемости;
- крупность вкрапленности (по отношению к базовой вкрапленности);
- содержание крупных (+300 мм) и мелких (–100 мм) классов в руде;
- влажность;
- содержание глинистых примесей.

Для усреднения руды и продуктов обогащения на фабрике используют склады недробленной и дробленной руды (сортовые или смесительные), специальные усреднительные штабельные склады, бункера руды (сортовые или смесительные), гидравлические смесители, компенсационное усреднение, усреднение с помощью «сдвига фазы», а также включают традиционные тех-

нологические операции и оборудование, обеспечивающие в определенных условиях уменьшение изменений показателей качества (например, сгустители, сборные зумпфы, контактные чаны и т.д.).

Шихтовку дробленой руды методом укладки в штабеля используют, например, на Гайской фабрике. Для усреднения полиметаллической руды сложного состава на одной из фабрик предусмотрен усреднительный склад, оборудованный сбрасывающей конвейерной тележкой и заборной усреднительной машиной. При обеспечении рудником такого порядка выдачи руды периоды отклонений содержания металлов в большую или меньшую сторону от среднеплановых не превышают двух–трех смен.

Руды, характеризующиеся резкими колебаниями их вещественного состава, усредняют и перерабатывают обычно по сортам («Нчанга», «Сулливан», «Лейкшор» и др.). При невозможности такой переработки руд их тщательно усредняют перед обогащением. Шихтовку руды с автоматизированным поддержанием заданного соотношения сортов руд в смеси используют, например, на Зырянской и некоторых японских фабриках. Руды усредняют за счет организации разгрузки бункера главного корпуса системой одновременно работающих питателей при автоматическом регулировании массы руды, поступающей с отдельных питателей. Дальнейшее усреднение питания флотации достигается подачей измельченной руды в общий пульподелитель между секциями.

Практика обогащения руд, а также результаты исследовательских и опытных работ показывают, что в среднем допустимые отклонения качества руды от заданного уровня составляют:

- по содержанию металлов $\pm(10-15) \%$;
- по содержанию определенных минеральных форм $\pm(5-10) \%$;
- по крупности вкрапленности, измельчаемости и другим физическим свойствам $\pm 10 \%$.

Чем больше различие в минеральном составе руд и больше число технологических сортов, тем мощнее по емкости должны быть усреднительные склады (объемом суточной, недельной, двухнедельной или месячной производительности фабрики). Их устройство, безусловно, потребует дополнительных капитальных вложений и эксплуатационных затрат, но в конечном счете все затраты с лихвой окупятся прибылью от дополнительной товарной продукции, полученной за счет более высокого извлечения металлов и других полезных компонентов.

Статистический анализ 570 смен работы фабрики, перерабатывающей свинцово-цинково-баритовую руду, показал, что диапазон колебаний содержания полезных компонентов в руде составляет: по свинцу – 0,5–3,1 %; по цинку – 0,3–4,3 %; по бариту – 17–82 %. Выход коллективного свинцово-цинкового концентрата колебался от 2 до 10 % при среднем выходе 6,2 %. Извлечение свинца в свинцовый концентрат изменялось от 55 до 97 % при среднем извлечении 88,6 %; извлечение цинка – от 5 до 80 % при среднем извлечении 46 %, а извлечение барита – от 5 до 95 при среднем 54,7 %. Боль-

шую часть смен (примерно 70 %) фабрика работала не по технологическому регламенту и ниже оптимальных технологических показателей.

Анализ показал, что из-за колебаний качества руды от уровня однородности по содержанию свинца и цинка на $\pm 0,15$ % и барита ± 3 % извлечение свинца снижается на 5 %, цинка – на 7 %, барита – на 2 %, содержание свинца в свинцовом концентрате уменьшается на 2,5–3,0 %, цинка в цинковом – на 1,5–2,0 %.

Кроме того, из-за отсутствия усреднения руды снижается использование потенциальной производительности оборудования (мельниц) на 10 % и повышается расход реагентов на 15–20 %. Увеличение расхода реагентов вызвано стремлением персонала обеспечить их достаточную концентрацию в пульпе при колебаниях содержания металлов в руде и объеме подачи руды в большую сторону. Например, цинковый и медный купорос подавали с избытком в 50 %, а ксантогенат и вспениватель в 20–30 %.

Усреднение качества руды и продуктов обогащения, обеспечивая стабилизацию технологического процесса на оптимальном уровне и эффективную работу систем автоматизации, позволяет повысить производительность фабрики (на 10–20 %), извлечение металлов (на 0,5–5,0 %), качество концентратов (на 0,5–5,0 %) и снизить расход реагентов (на 10–15 %).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите основную задачу геолого-технологического картирования.
2. Для чего используют данные технологического картирования?
3. Какие мероприятия необходимо осуществлять для обеспечения планового качества добываемого полезного минерала?
4. В соответствии с какими требованиями проводится оценка и учет качества руды?
5. Какие службы проводят контрольное опробование?
6. Как часто проводят контрольное опробование?
7. Какие методы опробования и оценки качества руд нашли наиболее широкое применение в настоящее время?
8. В каких случаях целесообразно рудную массу разделять на сорта и перерабатывать их раздельно?
9. Какая предварительная информация необходима для усреднения руд?
10. Какие склады используют на фабриках для усреднения руды и продуктов обогащения?

ЛЕКЦИЯ 6

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РУДОПОДГОТОВКИ

План лекции

6.1. Основные направления оптимизации процессов дробления и измельчения [1, 3].

6.2. Стадиальные схемы дробления и измельчения [1, 3].

6.1. Основные направления оптимизации процессов дробления и измельчения

Рудоподготовка должна соответствовать, с одной стороны, условиям флотационного или гравитационного процесса, а с другой – минералогическому составу и физико-механическим свойствам руды. Во всех случаях способы подготовки руды должны быть экономичными и менее энергоемкими, так как затраты средств только на дробление и измельчение руды составляют 60 % общих капитальных вложений и до 50 % эксплуатационных расходов обогатительных фабрик.

Анализ состояния техники и технологии рудоподготовки, выполненный в институте «Механобр», показал, что совершенствование этого передела следует проводить в направлении:

оптимизации схем и режимов действующих переделов рудоподготовки с целью использования имеющихся ресурсов;

повышения эксплуатационной надежности и износостойкости оборудования и материалов (дробилок, грохотов, мельниц, гидроциклонов, насосов, измельчающих тел и т.п.);

реконструкции переделов рудоподготовки путем организации замкнутых циклов дробления, а также путем замены устаревшего оборудования современным высокопроизводительным;

разработки и внедрения систем автоматического контроля и регулирования процессов дробления, измельчения и классификации;

внедрения ударных дробилок для дезинтеграции сырья средней и пониженной крепости;

разработки оборудования для доизмельчения промпродуктов – с целью раскрытия сростков, в том числе при тонком и сверхтонком измельчении;



разработки и внедрения как усреднения, так и предварительного обогащения руд в тяжелых суспензиях отсадкой и автоматической рудоподготовкой.

Выбор схемы дробления зависит от принятой схемы последующего измельчения и производится с учетом физических свойств и особенностей исходной руды (крепости, трещиноватости, наличия готового по крупности продукта, влажности, глинистости), возможности предварительной концентрации руды в процессе рудоподготовки. Схема дробления руды представляет собой стадийный процесс сокращения ее крупности от начального до конечного размера, оптимального для последующего измельчения или предварительного обогащения (например, в тяжелых суспензиях).

Максимальная крупность кусков конечного дробленого продукта, поступающего на измельчение, не должна превышать для мельниц рудного само- и полусамозмельчения 300–350 мм; для стержневых мельниц – 15–20 мм; для шаровых – 10–13 мм. При использовании стержневых и шаровых мельниц и открытого цикла в последней стадии дробления она может быть повышена при переработке трещиноватых, легкоразрушающихся в начальной стадии измельчения, а также глинистых сильно каолинизированных и влажных руд. Конечные продукты дробления необходимой крупности получают при работе обычных конусных дробилок (КМД) в замкнутом цикле с грохотами или в открытом цикле при условии применения в дробилках КМД футеровок специальной конструкции (продукт – 20 мм) и инерционных дробилок (продукт – 10–12 мм).

В зависимости от способа добычи руды и процесса (способа) рудоподготовки – рудного самоизмельчения или измельчения мелкодробленой руды стальной средой, а также производительности фабрики схема может иметь одну, две или три стадии дробления.

6.2. Стадиальные схемы дробления

Одностадиальную схему дробления (крупное дробление) часто без предварительного грохочения используют при последующем самоизмельчении или полусамоизмельчении (с добавками 4–8 % шаров) руды (фабрики «Кобар», «Камото», «Мангула», «Эртсберг», «Нептун», «Блэк» и др.). В остальных случаях на действующих фабриках используют обычно двух- и трехстадиальные схемы дробления с открытым (рис. 13, а, в, г) и замкнутым (рис. 13, б, д) циклами в последней стадии («Колон», «Сью Эл», «Эрденет», «Маммут», «Бугенвиль» и др.). Предварительное грохочение перед I стадией дробления при наличии достаточного запаса в производительности дробилки, выбираемой по размеру максимального куска руды, необязательно.

В ряде случаев требуется применение особых схем дробления. Так, при дроблении влажной, глинистой и заснеженной руды открытой добычи применяют схемы с подсушкой части рудного потока («Пайн Пойнт», «Руттен») (рис. 14, а).

Подсушка руды благоприятно сказывается также на ее прохождении по дробильному тракту и гарантирует надежную работу фабрик при относительно низких энергозатратах, составляющих в зимние месяцы не более 0,43 кВт·ч/т.

Схема, показанная на рис. 14, б, – пример схемы дробления с выделением гали для рудно-галечного измельчения, а в схему, представленную на рис. 14, в, включена промывка крупнодробленой руды. Предварительную промывку используют при переработке свинцовых, цинковых, медно-цинковых, золотосодержащих и других типов руд. Так, на фабрике «Тайнах» (Ирландия) свинцово-цинковую руду, содержащую до 40 % глинистого материала, промывают в барабанном скруббере после I стадии дробления. На фабрике «Сулливан» (Канада) свинцово-цинковую руду подвергают промывке после II стадии дробления с выделением класса –5 мм, направляемого на переработку в отдельном цикле. На фабрике «Британия» (Канада) медно-цинковую руду промывают в корытных мойках с выделением шламов для флотации в отдельном цикле.

Предварительную промывку с удалением в отвал тончайших шламов применяют при обогащении окисленных и смешанных свинцовых и цинковых руд в Африке, Италии и сульфидных медных руд на Филиппинах. Промывка сильно влажных и глинистых руд позволяет обычно улучшить условия рудоподготовки и технологические показатели обогащения при сокращении расхода реагентов и повышении производительности фабрики. Например, в результате промывки свинцово-цинковой руды на фабрике «Рудозем» (Болгария) производительность ее возросла на 20 %.

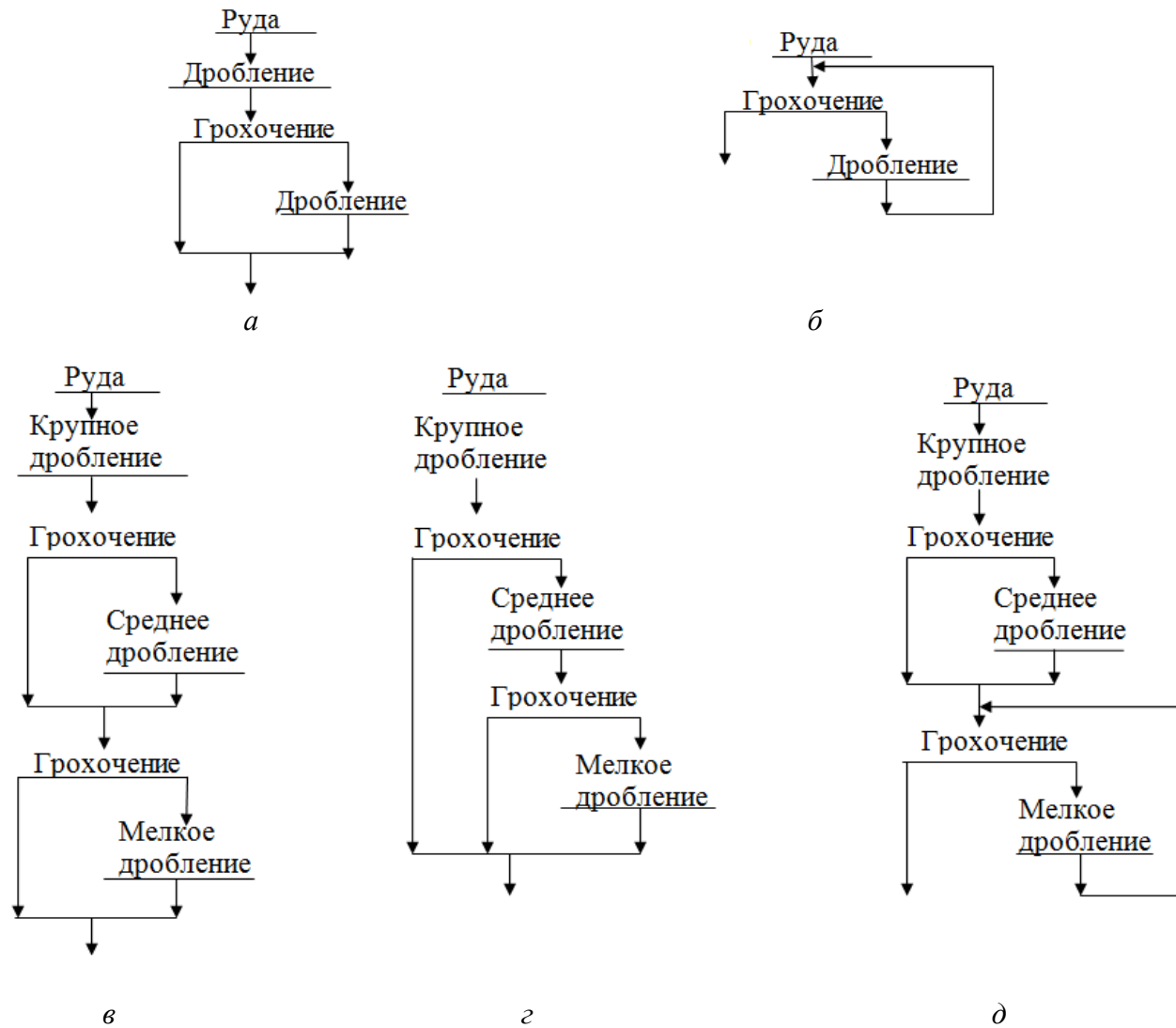


Рис. 13. Двухстадиальные (а, б) и трехстадиальные (в-д) схемы дробления

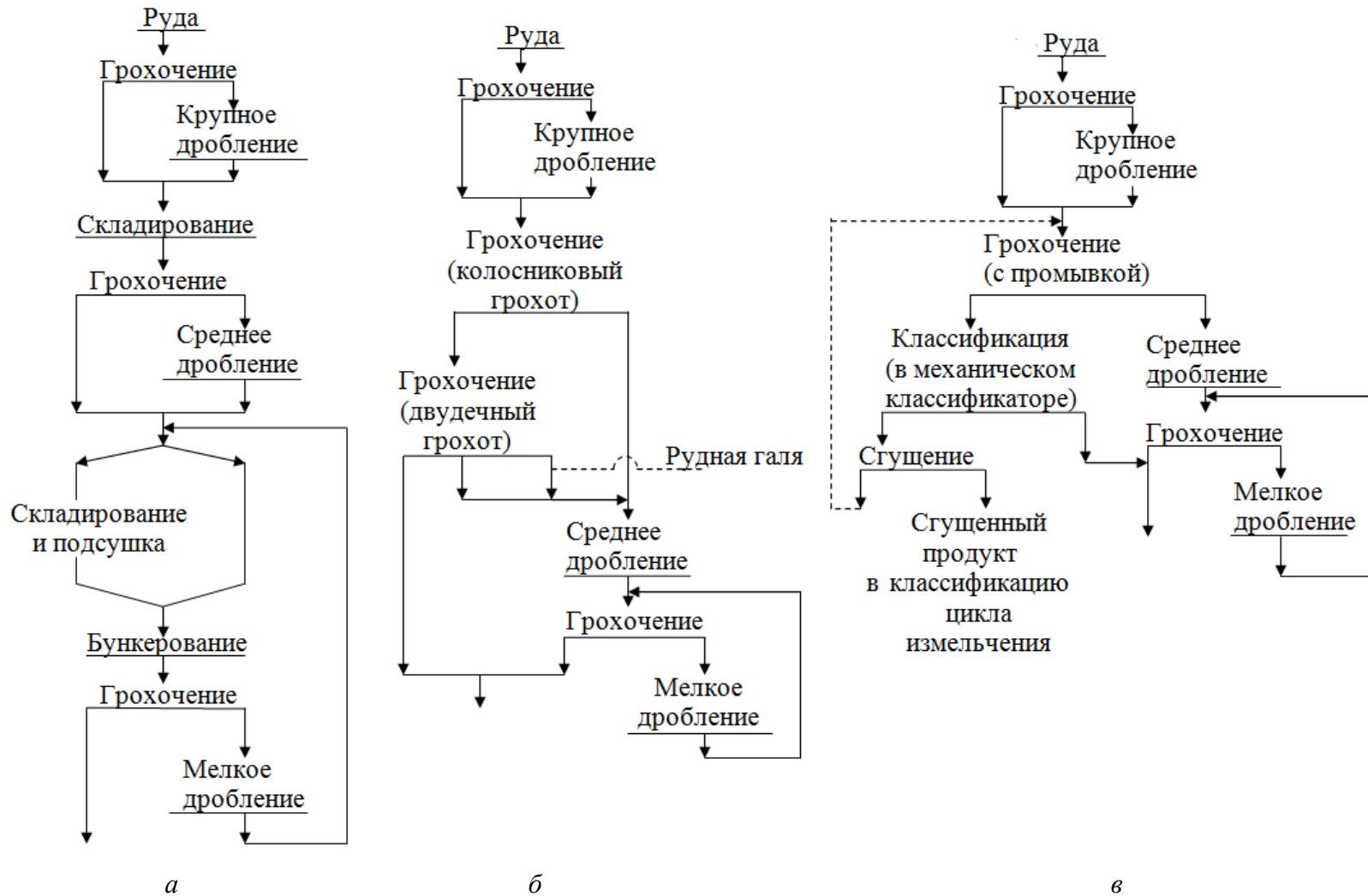


Рис. 14. Особые схемы дробления

Схемы измельчения отличаются большим разнообразием по числу стадий, характеру технологического процесса, числу и назначению операций классификации.

Выбор схемы измельчения, наиболее рациональной для данной руды и объекта в целом, определяется:

конечной (и промежуточной) крупностью измельчения руды, позволяющей при оптимальных условиях флотации (по реагентному режиму, плотности пульпы, типу флотационных машин и др.) получить отвальные хвосты и черновой (монометаллический или коллективный) концентрат;

вещественным составом и физическими свойствами руды (крупностью и характером вкрапленности минералов, крепостью и измельчаемостью, наличием первичных шламов и склонностью к переизмельчению, формой и трудностью или легкостью разрушения крупных фракций дробления руды в начале процесса измельчения);

наличием в руде благородных металлов;

производительностью фабрики;

стоимостью электроэнергии и измельчающей среды.

Совокупность перечисленных факторов определяет также стадиальность схемы измельчения и необходимость включения в нее межцикловых операций обогащения (пенной сепарации, флотации, гравитации), аэрации и выделения первичных шламов.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Укажите основные направления совершенствования передела рудоподготовки.

2. Назовите максимально допустимую крупность питания мельниц.

3. Каковы основные требования к способам рудоподготовки?

4. От чего зависит выбор схемы дробления?

5. Когда возможно применение одностадиальной схемы дробления?

Приведите примеры фабрик.

6. В каком случае оправдывается установка предварительного грохочения перед I стадией дробления?

7. Нарисуйте наиболее распространенные двух- и трехстадиальные схемы дробления.

8. Нарисуйте особые схемы дробления для влажных и глинистых руд.

9. Схемы дробления каких руд обычно включают предварительную промывку?

10. Чем определяется выбор схемы измельчения?

ЛЕКЦИЯ 7

ПРОБЛЕМА ПОЛУЧЕНИЯ МЕЛКОГО КУСКА В ЦИКЛЕ ДРОБЛЕНИЯ. ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ ЕЕ РЕШЕНИЯ

План лекции

- 7.1. Совершенствование схем дробления [1].
- 7.2. Схемы совмещенных и отдельных операций грохочения [1].
- 7.3. Модернизация традиционных и создание новых измельчающих аппаратов.

7.1. Совершенствование схем дробления

Экономический анализ переделов рудоподготовки показывает, что дробление в 3 раза экономичнее измельчения. Поэтому вполне закономерна тенденция, наблюдающаяся в мировой практике в настоящее время, – перенести центр тяжести рудоподготовки на операцию дробления с тем, чтобы направлять на измельчение возможно более мелкий дробленый продукт. По данным В.К. Захваткина, наивыгоднейшая в экономическом отношении крупность продукта сухого дробления для измельчения его в шаровых мельницах зависит от производительности фабрики и колеблется в пределах:

Производительность, т/сут	500	2 500	10 000	40 000
Крупность, мм	10–15	6–12	5–10	4–8

Максимальная крупность кусков конечного продукта дробления, поступающего в измельчение, не должна превышать:

- для мельниц рудного само- и полусамоизмельчения 300–350 мм;
- для стержневых – 15–20 мм;
- для шаровых – 10–13 мм.

При использовании стержневых и шаровых мельниц и открытого цикла в последней стадии дробления они могут быть повышены при переработке трещиноватых, мелко разрушающихся в начальной стадии измельчения, а также глинистых сильно коалинизированных и влажных руд.

Крупность дробленой руды, поступающей на измельчение, за последние годы несколько снизилась, однако на ряде фабрик остается еще высокой. Так, до 30 % всего объема перерабатываемых руд дробится еще до 35 (30) мм и выше, 50 % – до 25 (20) мм и только 20 % – мельче 20 мм. Это в значитель-

ной степени обусловлено тем, что на многих фабриках схемы дробления предусматривают открытый цикл в последней стадии.

Для переноса дезинтеграции руд на более ранние стадии, сокращения крупности руды в период 1981–1986 гг. были проведены промышленные испытания интенсифицированной взрывной отбойки на Кальмакырском карьере АГМК, в карьерах Мрджабулакской золотоизвлекательной фабрики (производственное объединение «Узбекзолото») и комбинате «Печенганикель».

Испытания показали, что увеличение расхода взрывчатых веществ (на 18–40 %) уменьшает крупность взорванной руды, повышает производительность дробилок крупного дробления и среднего на 14–18 %, способствует снижению крупности дробленого продукта и повышению производительности измельчительного отделения. При этом происходит увеличение общей энергетической эффективности операций и селективности раскрытия минералов. Однако внедрение в постоянную эксплуатацию интенсивной взрывной отбойки в карьерах горно-обогатительных комбинатов сдерживается необходимостью увеличения лимитов на расход взрывчатых веществ.

Проблему получения мелкого куска в цикле дробления решают главным образом в трех направлениях:

- совершенствуют технологические схемы дробления и грохочения;
- применяют устройства для более эффективной работы дробилок и грохотов;

- создают принципиально новые конструкции дробильного оборудования.

В большинстве случаев для дробления применяются двух- или трехстадиальные схемы. Однако для некоторых типов руд, обладающих высокой прочностью, этого недостаточно, и их дробят в четыре стадии. Положительный опыт четырехстадиального дробления накоплен на обогатительных фабриках ДГМК и Сорского молибденового комбината.

Комплексные руды ДГМК обладают повышенной прочностью. По шкале Протодяконова коэффициент их прочности равен 17–18 (по Бонду 16–18). К особенностям этих руд относится высокая сопротивляемость разрушению. При мелком дроблении отношение размера куска максимальной крупности к размеру разгрузочной щели составляет 5,5–6,0, тогда как для руд выше средней прочности оно не больше 4,5.

По первоначальному проекту института «Механобр» руду намечалось дробить в три стадии в дробилках ККД-900, КСД-2200 и КМД-2200 соответственно. После III стадии предполагалось получить продукт крупностью –20 мм и выделить из него фракцию флотационной крупности –0,2 мм с целью предупреждения ошламования руды при измельчении.

В ходе освоения построенного дробленого отделения оказалось, что при работе III стадии в открытом цикле удается получить продукт крупностью только –35 мм, хотя разгрузочную щель дробилки КМД-2200 поддерживали в пределах 5,5–6,0 мм.

Содержание класса +20 мм в дробленном продукте составляло 26 %. Поступление в цикл измельчения руды, повышенной против проектной крупно-

сти, вызвало необходимость замены стержневых мельниц 2 700х3 600 мм на мельницы 3 200х3 400 мм. Несмотря на это, работа отделения измельчения была неустойчивой.

В связи с этим было рекомендовано ввести IV стадию дробления путем дополнительной установки дробилки КМД-2200 в замкнутом цикле с грохотом. Оптимальные размеры щели следующие: 130 мм – на дробилке крупного дробления, 32–34 мм – на дробилке среднего дробления; 6,0–6,5 мм – на дробилке III стадии и 5 мм – на дробилке IV стадии.

Снижение крупности исходного питания мельниц с 35 до 18 мм при одной и той же крупности измельчения на I и II стадиях позволило повысить производительность технологической линии на 21 %.

При введении IV стадии расход электроэнергии на дробление 1 т руды возрос с 2,3 до 2,7 кВт/ч, а на измельчение снизился с 19,7 до 17 кВт ·ч/т.

Суммарный расход электроэнергии на операции дробления и измельчения уменьшили на 10,5 %.

На Сорской обогатительной фабрике дробление длительное время осуществляли по трехстадиальной схеме с получением конечного продукта крупностью –25 мм при работе дробилок мелкого дробления в замкнутом цикле с грохотами.

Несколько лет назад фабрика была переведена на работу по четырехстадиальной схеме дробления ([рис. 15](#)). Сравнительный анализ работы дробилок III и IV стадий показал, что при одинаковых размерах разгрузочных щелей дробилки IV стадии обеспечивали большую пропускную способность, так как работали на более мелком продукте, поступающем с III стадии дробления.

Технологические схемы дробления можно совершенствовать не только за счет введения IV стадии дробления. Имеется немало резервов и в трехстадиальных схемах.

При выборе рациональной схемы дробления необходимо базироваться прежде всего на достаточно полных данных о месторождении и физико-механических свойствах руд и вмещающих пород. За рубежом для этой цели нередко сооружаются специальные, непрерывно действующие опытные установки, оснащенные конусными дробилками среднего и мелкого дробления, позволяющие определить показатели дробления для проектирования будущего предприятия.

Выполненный в институте «Механобр» анализ экономической эффективности подготовки руд к обогащению показал, что основная задача передела дробления – доведение крупности материала до требуемой для последующего измельчения величины – решается главным образом путем организации замкнутого цикла на стадии среднего и мелкого дробления. Кроме того, возможно применение в открытом цикле дробилок КМД с футеровкой специальной конструкции (продукт мельче 20 мм) и инерционных дробилок (продукт мельче 10–12 мм).

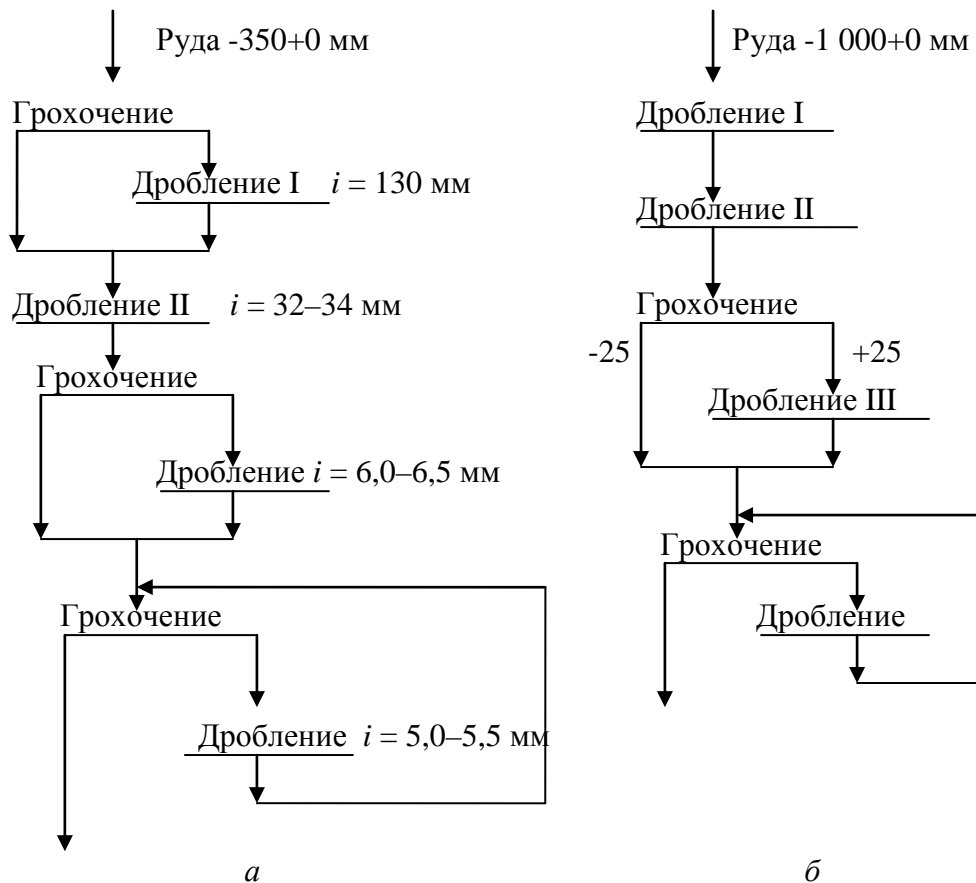


Рис. 15. Схемы дробления: *а* – на ДМГК;
б – на Сорском обогатительном комбинате

По зарубежным данным, эффективность этих стадий дробления обеспечивается:

максимально возможным уменьшением крупности кусков руды при добыче;

наибольшим сокращением крупности руды на I стадии дробления за счет применения конусных дробилок даже при небольшой производительности фабрики (2-3 млн т/год);

созданием буферного склада крупнодробленой руды между рудником и фабрикой для бесперебойного среднего и мелкого дробления руды;

автоматизацией процесса среднего и мелкого дробления руды (оперативное перераспределение нагрузки между стадиями и др.);

равномерным распределением питания по всему кольцевому загрузочному пространству дробилок;

применением высокопроизводительных вибрационных грохотов, устанавливаемых под углом 20 %.

Принципиальное значение для эксплуатации и экономики имеет организация операции грохочения на III стадии дробления.

7.2. Схемы совмещенных и отдельных операций грохочения

Разработка и освоение высокоэффективных, работающих в тяжелых условиях грохотов привели к развитию схем с выделением первичной мелочи в начале процесса и замкнутым циклом в последней стадии дробления для получения продукта крупностью 16–19 мм, поступающего в стержневые, и 10–13 мм – в шаровые мельницы. При этом все более широкое использование получают схемы дробления с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения в последней стадии, с установкой грохотов непосредственно под стандартными и короткоконусными дробилками («Гибралтар», «Колон», «Бугенвиль», «Сиерита» и др.). Для грохочения применяют высокопроизводительные вибрационные грохота площадью 12–24 м². Такие схемы используют на вновь проектируемых фабриках.

На [рис. 16](#) представлены две схемы организации грохочения на этой стадии: традиционная и новая, более современная. Первая схема основана на совмещении операций предварительного и поверочного грохочения (СОГ), вторая – на отдельном грохочении (РОГ). В обеих схемах неизменными условиями являются наличие буферного склада крупнодробленой руды и грохочения перед II стадией дробления для удаления из основного потока руды готового по крупности продукта.

В схеме СОГ грохоты расположены в отдельном корпусе, число их не зависит от числа дробилок и при необходимости может быть расширено. В схеме РОГ грохоты предварительного и поверочного грохочения расположены непосредственно под дробилками и при ремонте или замене свободно выкатываются из-под них в крановый пролет. Дробилка и грохот связаны здесь в единый технологический агрегат, и их количество одинаково.

Преимущества схемы РОГ по сравнению со схемой СОГ заключаются в следующем: установочная мощность оборудования ниже на 22 %; капитальные затраты меньше на 22,5 %; количество циркулирующего оборотного материала уменьшается в 1,7 раза.

Схема РОГ получает быстрое распространение на крупных зарубежных фабриках производительностью 100 тыс. т/сут и более, перерабатывающих медные, медно-молибденовые, медно-никелевые, полиметаллические и железные руды. Фабрики «Гибралтар», «Колон», «Сиерита» для грохочения применяют высокопроизводительные вибрационные грохота, для дробления – короткоконусные дробилки.

7.2. Схемы совмещенных и раздельных операций грохочения

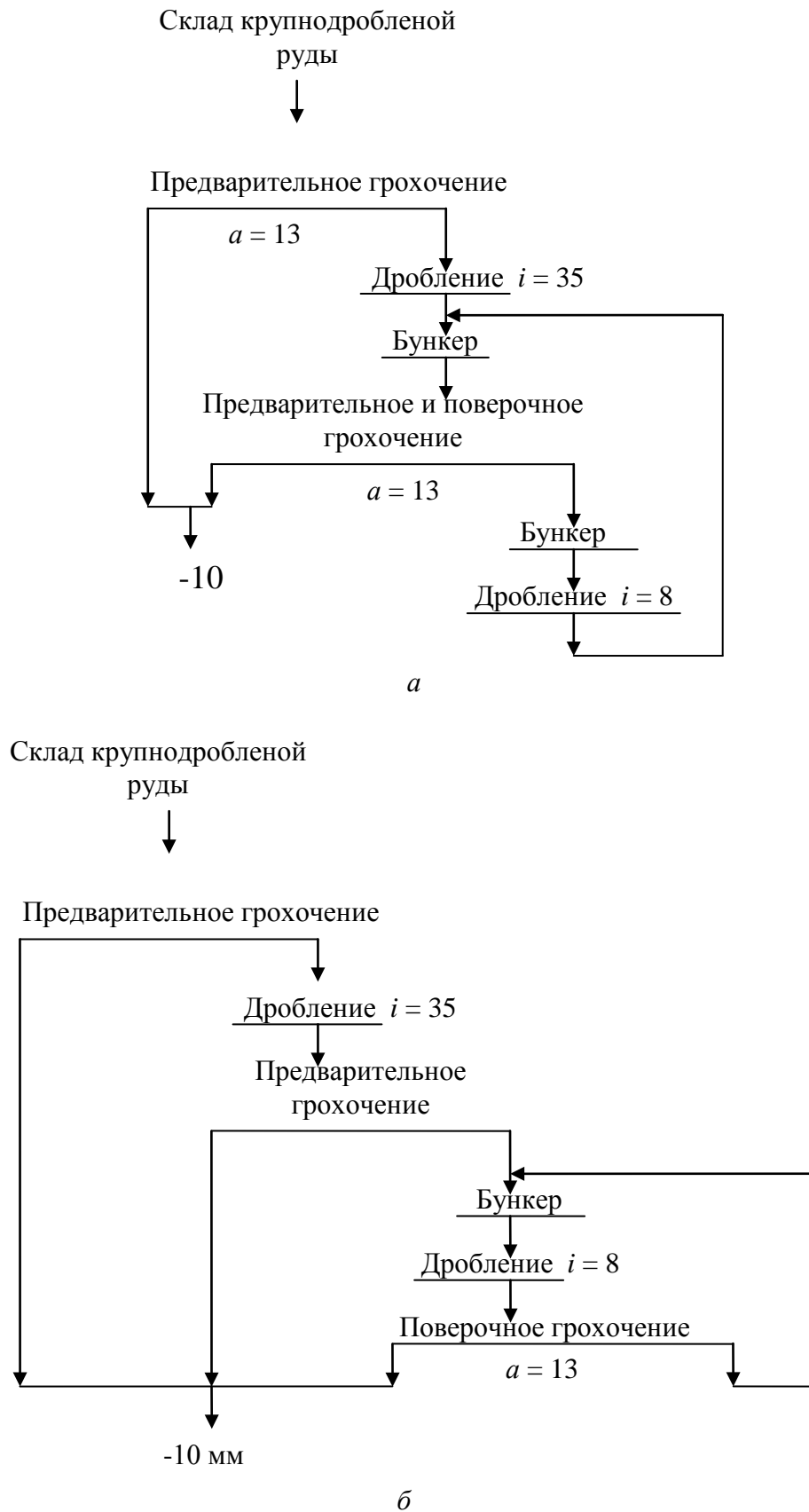


Рис. 16. Схемы расположения грохотов:
 а – схема СОГ; б – схема РОГ

Схема РОГ успешно применяется при переработке руд с благоприятными для дробления и транспортирования физическими свойствами.

Выделение перед II стадией первичной мелочи (готового по крупности продукта, который может быть влажным и мелким или сухим и пылящим) и вывод ее кратчайшим путем из процессов нормализует работу всего последующего тракта дробления, грохочения и конвейерного транспорта. Это позволяет избежать «запрессовки» короткоконусных дробилок III стадии, улучшает условия труда, сокращает численность обслуживающего персонала. При этом первичная мелочь, удаляемая из основного потока руды, при наличии в ней шламистого материала и растворимых солей, ухудшающих результаты обогащения, может направляться в самостоятельный цикл обработки. Достаточная буферная емкость склада крупнодробленой руды, в свою очередь, обеспечивает непрерывную и рациональную работу оборудования II и III стадий дробления с максимальной равномерной производительностью, регулируемой автоматически. Для транспортировки крупнодробленой руды (до 250–300 мм) с установок крупного дробления, обычно расположенных у борта карьера, до следующих стадий дробления или главных корпусов фабрик все шире используются ленточные конвейеры.

Повышение эффективности работы дробилок и грохотов проводят по пути конструктивных улучшений отдельных узлов дробилок и автоматического регулирования их работы.

Эффективно регулирование разгрузочной щели дробилок и обеспечение равномерности их загрузки по всему периметру загрузочного пространства. Так, у дробилок «Аутокон» с гидравлическим регулированием щели можно изменять крупность дробления в течение 1 мин.

Не менее важным является и применение распределителей питания дробилок. В настоящее время конусные дробилки мелкого дробления загружают при помощи различных питателей (ленточных, вибрационных и др.) через питающую воронку, направляющую материал на распределительную тарель, жестко закрепленную на дробящем конусе. Тарель вместе с конусом совершает колебательные движения, что должно способствовать распределению питания по периметру загрузочного отверстия. Однако это не всегда достигается как по количеству, так и по гранулометрическому составу из-за образования на тарели конуса налипшего материала. В результате одна сторона дробилки работает более интенсивно и напряженно, чем другая. Футеровка при этом изнашивается неравномерно, производительность дробилки снижается, крупность дробленого материала повышается, удельный расход электроэнергии увеличивается.

На ДГМК установили распределитель питания с вращающейся воронкой. Конструкция была разработана «Механобром» и Джебказганницветметом. При этом качество дробленого продукта повысилось за счет сокращения средневзвешенного диаметра куска на 12–15 %, срок службы футеровок вырос на 25–30 %, удельный расход электроэнергии сократился на 12–20 %. В последние годы было выполнено большое количество работ по модернизации оборудования. В частности, создали новые конструкции дробилок крупного дробления типа ККД-1500/180 ГРЦ, мелкого дробления типа КМДТ-2200 и КМДТ-2200 А. В настоящее время технический уровень отечественного дробильного оборудования не уступает лучшим зарубежным достижениям.

7.3. Модернизация традиционных и создание новых измельчающих аппаратов

Наиболее существенный прогресс в создании эффективного отечественного дробильного оборудования достигнут за счет разработки конструкций принципиально новых инерционных конусных дробилок. В этих дробилках приводом дробящего конуса служит не эксцентрик, а дебалансный вибратор. При этом появляется возможность качения дробящего конуса по внутренней поверхности наружной футеровки без повреждения ее конструкции. Процесс дробления осуществляется под действием центробежных сил дебаланса и конуса. В итоге крупность дробленого продукта определяется не разгрузочной щелью, которая может достигать 60 мм, а величиной дробящей силы.

По сравнению с конусными степень дробления инерционных дробилок увеличивается в 3–4 раза, сокращается количество вспомогательного оборудования (питателей, грохотов, конвейеров и др.); повышается производительность мельниц измельчения за счет питания их более мелким материалом; отсутствует необходимость сооружения массивных фундаментов; сокращается объем зданий и сооружений; упрощается автоматизация работы дробильных установок. В ближайшие годы в области рудоподготовки будет усиливаться тенденция к внедрению на обогатительных фабриках оборудования большой единичной мощности: дробилок КСД-3000, КМД-3000, грохотов с большой площадью просеивающей поверхности (15, 18, 21 м²) ГСТ 72 М, ГИСТ 72, ГСТ 81 Р, ГИСТ 82.

Весьма важно, чтобы в работах по совершенствованию технологии была четко сформулирована основная цель этого передела для каждой конкретной руды с учетом ее специфических свойств. Не так давно эта цель представлялась в основном как достижение необходимой крупности частиц для раскрытия зерен полезных минералов. При этом в ряде случаев упускалось из виду то, что схемы измельчения тесно связаны с технологией флотации. В результате стремление к более тонкому измельчению руд не всегда приводило к получению ожидаемых показателей извлечения металлов. Определено, что переизмельчение так же вредно, как и загрубление помолы.

Исходя из этого главная цель передела измельчения должна состоять в дезинтеграции руды до оптимальной крупности, обеспечивающей получение отвальных хвостов на последующей стадии обогащения.

Выбор схемы измельчения, наиболее рациональной для той или иной руды и объекта в целом, определяется: конечной и промежуточной крупностью измельчения руды, позволяющей при оптимальных условиях флотации получить отвальные хвосты и зерновой (монометаллический или коллективный) концентрат; вещественным составом и физическими свойствами руды (крупностью и характером вкрапленности минералов, крепостью и измельчаемостью, наличием первичных шламов и склонностью к переизмельчению,

формой и трудностью или легкостью разрушения крупных фракций дробленной руды в начале процесса измельчения); наличием в руде благородных минералов; производительностью фабрики; стоимостью электроэнергии и измельчающей среды. Совокупность перечисленных факторов обуславливает также стадийность схемы измельчения и необходимость включения в нее межцикловых операций обогащения (пенной сепарации, гравитации) и выделения первичных шламов. Оптимальную конечную и промежуточную (по стадиям) крупность измельчения выбирают на основании зависимости показателей обогащения от тонины помола руды. Условно различают крупное (50–60 % класса $-0,074$ мм), среднее (60–85 % класса $-0,074$ мм) и тонкое (> 85 % класса $-0,074$ мм) измельчение.

Схемы измельчения в барабанных мельницах с использованием в качестве измельчающей среды стальных стержней и шаров находят наибольшее применение на действующих фабриках и продолжают быть основными при проектировании и строительстве новых фабрик.

В последние годы использование стержневых мельниц несколько сокращается, так как они могут эффективно работать лишь при относительно невысокой степени сокращения материала крупностью 10–15 мм, небольшом содержании крупных кусков в питании при равномерной подаче руды.

Размеры стержневых мельниц ограничиваются допустимой длиной стержней, которые не должны изгибаться при работе мельниц. В настоящее время длина стержней находится в пределах 1,25–6,0 м. Такие ограничения не позволяют разрабатывать мощные стержневые мельницы, их предельный диаметр может составлять только 4,5 м.

Объем шаровых мельниц может быть увеличен за счет длины барабана. За последнее время крупные шаровые мельницы получили довольно широкое распространение, особенно на фабриках с большой производительностью, перерабатывающих относительно сухие (не более 6 % влаги) и неглинистые руды, легко поддающиеся дроблению в замкнутом цикле до крупности 10–13 мм. При этих условиях двухстадийная схема уступает по экономической эффективности одностадийному измельчению в крупных шаровых мельницах, если по условиям флотации допускается осуществлять помол до крупности 50–60 % класса $-0,074$ мм.

При производительности фабрик 30–40 тыс. т/сут одностадийное измельчение в мощных шаровых мельницах более выгодно по капитальным затратам, нежели двухстадийное в обычных агрегатах.

Одностадийное измельчение при крупном помоле наиболее устойчиво, легко автоматизируется, проще и надежнее в эксплуатации. Легкодробленая (до 10–15 мм) руда исключает отрицательное влияние сегрегации в складах и бункерах, дает наилучшее естественное усреднение по измельчаемости и качеству, проходя через весь тракт, предшествующий измельчению.

По схеме одностадийного измельчения построены фабрики, перерабатывающие медные и медно-молибденовые руды преимущественно порфирового типа. Из них наиболее крупные «Сиерита», «Пинто Вэлли» (США),

«Бугенвиль» (Новая Гвинея) «Ла-Коридад» (Мексика), «Куахоне» (Перу), «Сар-Чермех» (Иран). В Швеции на одной из обогатительных фабрик установлена шаровая мельница объемом 320 м³. Поскольку сконструировать отдельный электродвигатель для этой мельницы представлялось весьма сложным, барабан мельницы был превращен в ротор, вращающийся внутри обхватывающего его статора.

Крупнейшая шаровая мельница установлена за рубежом на обогатительной фабрике «Киркенес» (Норвегия): $D \times L = 6,5 \times 9,65$ м; двигатель безредукторный низкочастотный мощностью 8 100 кВт. Шаровая разгрузка мельницы составляет 25 % объема, скорость вращения – 65–70 % от критической. Мельница работает в открытом цикле без классификатора. При этом удельный расход энергии ниже, чем у мельниц, работающих в замкнутом цикле с классификатором; стоимость измельчения на 30 % ниже.

Наряду с рудным измельчением в шаровых мельницах перед основными циклами флотации в большинстве случаев возникает необходимость тонкого доизмельчения коллективных, черновых концентратов и промпродуктов в перечистных операциях, выход которых относительно невелик. При более тонком измельчении, которое требуется для полного раскрытия минералов и их сростков, появляется опасность ошламования, что приводит к потерям металлов при флотации.

Кроме того, ввиду низкой эффективности шаровых мельниц по приросту тонких классов доизмельчение в них указанных выше продуктов связано с большими капитальными затратами. Поэтому в практике обогащения появились предложения об использовании для доизмельчения аппаратов различной конструкции, в частности горизонтальных и вертикальных центробежных мельниц.

Однако надежного образца (промышленного) центробежной мельницы для серийного производства в России пока не создано. Для решения этой проблемы необходимы длительное промышленное использование различных конструкций центробежных аппаратов и отработка их надежности в промышленных условиях.

В мировой практике обогащения руд цветных металлов основным классифицирующим оборудованием в циклах измельчения в настоящее время являются гидроциклоны. Механические классификаторы, в том числе и спиральные, повсеместно заменяются гидроциклонами. При этом на освобождающихся площадях устанавливаются дополнительное количество мельниц, что способствует повышению производительности фабрик и улучшению их технико-экономических показателей. Однако еще встречаются схемы, сочетающие применение спиральных классификаторов с гидроциклонами.

Наиболее эффективной является конструкция трехпродуктового гидроциклона, созданная в Гинцветмете. Промышленный образец трехпродуктового гидроциклона диаметром 350 мм использован на Урупской, а диаметром 750 мм – на Гайской обогатительной фабрике.

Испытания показали, что на трехпродуктовом гидроциклоне практически можно исключить попадание в шламы частиц крупностью выше заданной при извлечении в пески 70–72 % класса +0,043 мм. Производительность составляет 16–20 т/ч (350 мм).

Трехпродуктовые гидроциклоны просты в изготовлении, монтаже и эксплуатации, обеспечивают достаточно четкую классификацию на три различных по крупности продукта, позволяют вывести готовый материал в процессе измельчения, исключить переошламование измельченного материала, повысить общую производительность и эффективность узла измельчения.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите наивыгоднейшую крупность продуктов сухого дробления.
2. Назовите максимальную крупность продуктов дробления.
3. С какой целью используется взрывная отбойка?
4. Сформулируйте три направления, по которым решается проблема получения мелкого куска в цикле дробления.
5. Приведите примеры четырехстадиальных схем дробления. Объясните необходимость их применения.
6. Перечислите мероприятия, благодаря которым обеспечивается эффективность работы среднего и мелкого дробления.
7. Нарисуйте традиционную схему организации грохочения (СОГ).
8. Нарисуйте современную схему организации грохочения (РОГ).
9. Перечислите преимущества схемы РОГ по сравнению со схемой СОГ.
10. Какие распределители питания применяются?
11. Зачем устанавливают распределители питания у дробилок КМД?
12. Что служит приводом в инерционной конусной дробилке?
13. Назовите преимущества инерционных дробилок перед конусными.
14. В чем заключается главная цель передела измельчения?
15. Почему в последние годы сокращается использование стержневых мельниц при обогащении цветных металлов?
16. Назовите классифицирующее оборудование в циклах измельчения.
17. Перечислите преимущества трехпродуктовых гидроциклонов.

ЛЕКЦИЯ 8

ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

План лекции

8.1. Возможности предварительного обогащения [1, 3, 6].

8.2. Методы предварительной концентрации [1, 3, 6].

8.1. Возможности предварительного обогащения

Предварительное обогащение позволяет резко сократить капитальные и эксплуатационные расходы, что важно при постоянном снижении качества руды и росте потребностей народного хозяйства в металлах.

Использование предварительной концентрации дает возможность:

1) отделить до 25–80 % породы из крупнодробленой руды и за счет этого сократить удельные затраты на измельчение, флотацию, расширить сырьевую базу, вовлекая в переработку забалансовые руды, и резко снизить стоимость добычи руды применением более производительных систем обработки, связанных со значительным разубоживанием руд;

2) выделить (иногда) уже на предварительной стадии обогащения и вывести из процесса часть материала в виде готовой продукции. Легкая фракция на Зыряновской фабрике пригодна для изготовления бетона, асфальтобетона, в качестве железнодорожного балласта, для закладки горных выработок;

3) разделить руды по сортам, усреднить. Раздельная переработка руд всегда эффективна. Разделение руд Талнаха на сплошные и вкрапленные позволило повысить извлечение платины на 45 %.

Особенно целесообразно применение предварительной концентрации руд в следующих случаях: при очень малой стоимости забалансовых руд; использовании систем массового обрушения, сопровождающегося значительным разубоживанием; высокой стоимости обогащения; увеличении производительности рудника и ограниченной мощности обогатительных фабрик; эксплуатации месторождений, сложенных маломощными рудными телами сложной конфигурации, перемежающихся прослойками пустой породы.

Экономические последствия предварительной концентрации заключаются в следующем:

увеличение производительности фабрики по сырой руде (в операциях рудоподготовки) с сохранением производительности цехов измельчения и



традиционного обогащения за счет сброса крупнокусковых хвостов, что приводит к увеличению объемов производимых фабрикой концентратов и стоимости реализуемой продукции;

повышение качества концентратов, что увеличивает стоимость готовой продукции;

снижение общих эксплуатационных расходов за счет уменьшения расходов электроэнергии, материалов, реагентов при последующем обогащении;

сокращение капитальных затрат на измельчение из-за более длительного срока службы оборудования, уменьшения числа мельниц;

снижение транспортных расходов на перевозку руды;

возможность реализации новой товарной продукции – щебня;

уменьшение затрат на хвостохранилища, поскольку складирование кусковых хвостов дешевле хранения измельченных хвостов глубокого обогащения.

8.2. Методы предварительной концентрации

К методам предварительной концентрации относятся обогащение в тяжелых суспензиях, отсадочных машинах, промывка и радиометрическая сепарация.

Сущность процесса *обогащения в тяжелых суспензиях* заключается в разделении рудного сырья по плотности в гравитационном или центробежном поле в суспензии, имеющей промежуточную плотность между тяжелой и легкой фракциями. В качестве утяжелителей используют пирит, барит, пирротин, галенит, магнетит, ферросилиций, галенит. Наиболее распространен ферросилиций. Однако крупность гранулированного ферросилиция обычно не позволяет получить кинетически устойчивую суспензию без стабилизирующих добавок. Хорошими стабилизаторами, регулирующими добавками являются магнетитовый и пирротинный концентраты. Их применение (до 60 %) в смеси с гранулированным ферросилицием дает возможность получить устойчивую суспензию с хорошими реологическими свойствами и снизить на 35–40 % расходы на утяжелитель.

Применение в качестве утяжелителя свинцового концентрата при обогащении полиметаллических руд снижает общее извлечение свинца на 2–3 %, так как галенит быстро истирается до микронников и теряется в хвостах флотации. Улучшить качество суспензии, а следовательно, и повысить технологические показатели дальнейшего обогащения можно наложением поля низкочастотных колебаний и добавками реагентов-пептизаторов.

Плотность суспензии обычно контролируется и регулируется автоматически (точность регулировки – 0,02–0,025 г/см³). Способ регенерации утяжелителя зависит от его природы. Ферросилиций, магнетит, пирротин реге-

нерируются магнитной сепарацией. Общие потери утяжелителей составляют 100–750 г/т, в том числе с продуктами обогащения – 30–600 г/т, с хвостами регенерации – 40–80 г/т и механические – 30–70 г/т.

Обогащение в тяжелых средах состоит из следующих операций: подготовки руды, ее разделения в суспензии на фракции различной плотности, дренажа рабочей суспензии и отмывки продуктов разделения, регенерации.

В процессе подготовки руду дробят до крупности, при которой происходит освобождение основной массы пустой породы (обычно 100–25 мм). Дробленую руду подвергают грохочению и промывке для удаления шламов и мелких фракций (классов), так как обогащение мелких классов этим способом менее эффективно, чем обогащение крупных. Нижний предел крупности чаще всего принимают равным 4–6 мм.

Разделение руды проводят в конусных, колесных и барабанных сепараторах. Для обогащения мелких классов используют тяжелосредние гидроциклоны и центрифуги.

Основные преимущества предконцентрации руд в тяжелых суспензиях обусловлены:

возможностью эффективно перерабатывать большие объемы минерального сырья (до 600–1 000 т/ч) широкого диапазона крупности (от 300 до 2 мм) с разделением его на продукты при незначительной разности в плотности разделяемых минералов (с точностью ± 3 кг/м³);

невысокими капитальными затратами и эксплуатационными расходами, обусловленными незначительным расходом электроэнергии, воды, утяжелителя и небольшим штатом обслуживающего персонала;

легкостью автоматизации технологического процесса.

Отличительная особенность обогащения руд в тяжелых суспензиях – высокая точность разделения в сепараторах, сравнительно простых по конструктивному оформлению и технологическому обслуживанию.

Конкурирующим и параллельно развивающимся методом предварительной концентрации руд является *отсадка*, поскольку она лишена таких недостатков, свойственных процессу обогащения в тяжелых суспензиях, как капитальные затраты на строительство цехов, отмывка материала от глинистых частиц и невозможность увеличения плотности суспензий выше 3 200 кг/м с хорошими реологическими свойствами. Однако точность разделения и выход легкой фракции при использовании отсадки меньше. Поэтому эффективность ее применения для предварительной концентрации руд уменьшается с повышением стоимости последующего их обогащения.

Предварительная классификация с использованием отсадки чаще осуществляется на золотоперерабатывающих предприятиях. В Канаде на фабрике «Афтон» предусмотрено удаление методом отсадки самородной меди, на фабрике «Атика», перерабатывающей неметаллические руды, отсадочные машины применяют для улавливания самородного серебра и сульфидов.

В СНГ усилия направлены на создание технологий обогащения с помощью предварительной отсадки крупнокусковых руд цветных металлов. Этот процесс предназначен для расширения сырьевой базы путем вовлечения в переработку бедных и забалансовых руд. Отсадка используется как коллективная операция.

Применение разработанных режимов отсадки позволило обеспечить разделение полиметаллической крупнокусковой ширококлассифицированной руды в диапазоне от 70 (50) до 5 (2) мм, выделить отвальные хвосты от 20 до 60 % руды с массовой долей металлов ниже, чем в хвостах флотации, получить кондиционные крупнокусковые концентраты, например, баритовый, применяемый в нефте- и газодобывающей промышленности.

Крупнокусковая отсадка осуществляется на отсадочных машинах параметрического ряда МО.

Предварительная промывка руд предназначена для удаления шламов в отвал либо их выделения для переработки по специальной технологии. Наиболее широкое распространение промывка нашла на обогатительных фабриках Японии, перерабатывающих руды с 30–40 %-м содержанием первичных шламов. Она применяется на канадских фабриках: медно-цинковой – «Британия», медно-никелевой – «Селеви-Пиква». Ее осуществляют на грохотах, скрубберах, бутарах. В СНГ промывка внедрена на Белоусовской и Золото-тушинской обогатительных фабриках. Для выделения глин используют мокрое грохочение и последующую классификацию в гидроциклонах.

Комбинированные схемы обогащения руд в тяжелых суспензиях с использованием отсадки для предконцентрации мелких классов применяют в Великобритании и Франции.

Для *автоматической сортировки* созданы высокопроизводительные сепараторы (фирм «Радос», Россия, «Гансонс Сортекс», Великобритания, «Ор Сортер», США и др.), использующие различие в цвете, блеске, электропроводности, естественной и наведенной радиоактивности разделяемых минералов, способности ослаблять радиоактивное излучение и отражать электромагнитные волны различной длины.

Так, сепараторы фирмы «Ор Сортер», использующие различие в электропроводности минералов и позволяющие обрабатывать материал крупностью 20–250 мм с производительностью 20–350 т/ч, применяют для выделения самородной меди (в Канаде и Австралии) и обогащения медно-никелевых руд крупностью 90–200 мм при извлечении 97,9 % Ni и 97,5 % Cu (в Канаде).

В Австралии на радиометрической установке «Ор Сортер» (модель 10) осуществляют предконцентрацию сульфидных полиметаллических руд крупностью –76+19 мм, обеспечивая извлечение в концентрат, %: 94,2–97,2 Pb; 92,8–97,9 Zn; 86,8–88,4 Cu; 95,3–97,6 Ag и 95,2 Au при выходе концентрата 36,5–50,5 %. Аналогичную установку используют в Австралии для предконцентрации медно-серебряных руд крупностью –203+9 мм с извлечением

98,9 % Cu, 98 % Ag. Для отделения малахита от известняка при предконцентрации окисленных медных руд крупностью $-12,7+6,4$ мм используют сепаратор «Сортекс 621 М», обеспечивающий извлечение 82,8 % Cu.

Появление рентгенорадиометрической сепарации, относящейся к экологически чистым и низкочатратным технологиям, способствует более широкому применению метода автоматической рудосортировки при обогащении различных типов руд.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Что достигается операциями предварительного обогащения?
2. В каких случаях целесообразно применение предварительной концентрации?
3. В чем заключаются экономические последствия предварительной концентрации?
4. Назовите методы, используемые для предварительного обогащения.
5. Сформулируйте сущность процесса обогащения в тяжелых средах.
6. Что используется в качестве утяжелителей?
7. Что используется в качестве стабилизаторов?
8. Что достигается применением стабилизаторов?
9. Какова крупность руды, обогащаемой в тяжелых суспензиях?
10. Назовите нижний предел крупности обогащения в тяжелых суспензиях.
11. Назовите аппараты, в которых проводится обогащение в тяжелых суспензиях.
12. Перечислите преимущества и недостатки обогащения в тяжелых суспензиях.
13. Назовите преимущества применения отсадки для предконцентрации в сравнении с обогащением в тяжелых суспензиях.
14. На чем основана автоматическая рудосортировка?
15. Назовите аппараты для рудосортировки и предприятия, на которых они применяются.
16. Для каких руд и с какой целью проводят крупнокусковую сортировку?
17. Объясните понятие «крупнопорционная сортировка». Для каких руд она используется?
18. По какому принципу строятся комбинированные схемы предварительной концентрации?
19. Нарисуйте и объясните принципиальную комбинированную схему радиометрической сепарации оловянно-вольфрамово-флюоритовых руд.

ЛЕКЦИЯ 9

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОСНОВНЫХ ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

План лекции

- 9.1. Схемы обогащения в тяжелых суспензиях [1, 3, 6, 10].
- 9.2. Комбинированные схемы предварительного обогащения [1, 3, 6, 10].

9.1. Схемы обогащения в тяжелых суспензиях

Особенностью технологии предварительного обогащения в тяжелых суспензиях является наличие операции грохочения с отмывкой, предшествующей разделению. Эта операция предназначена для удаления шламов и трудноразделимых мелких частиц. Технологические схемы тяжелосредних отделений различных фабрик весьма схожи.

Обогащению в тяжелых суспензиях под воздействием обычных сил гравитации в барабанных, конусных и других типах сепараторов подвергают материал крупнее 5–10 мм. Более мелкий материал обогащают в центробежном поле – в гидроциклонах и центрифугах.

Типовые схемы цепи аппаратов с использованием конусного или барабанного сепаратора и тяжелосредних гидроциклонов показаны на [рис. 17](#), [рис. 18](#). В обоих случаях в качестве утяжелителя используют ферросилиций или его смесь с магнетитом при общем расходе около 200 г/т. Для регенерации утяжелителя из разбавленных суспензий применяют магнитную сепарацию. Плотность тяжелой суспензии регулируется, как правило, автоматически с точностью от 20 до 2,5 кг/м³.

Рудную пульпу и тяжелую суспензию («Хосокура», «Рунберг» и др.) подают в гидроциклоны либо насосом ([рис. 18, а](#)), либо самотеком ([рис. 18, б](#)). Схема с подачей питания насосом требует меньших капитальных затрат, чем схема с подачей питания самотеком, и позволяет регулировать давление питания. Однако гидроциклоны с подачей питания самотеком работают более устойчиво, а капитальные затраты можно снизить, если после грохочения руду ленточным конвейером поднять на необходимую высоту и получить таким образом нужный напор ([рис. 18, б](#)).

Качество обогащения в гидроциклоне (по данным Механобра) для большинства руд выше, чем на отсадочных машинах, и лишь незначительно уступает качеству разделения в тяжелых жидкостях. Процесс разделения мелких классов руды в тяжелосредних гидроциклонах пока не получил широкого распространения в практике обогащения в основном по техническим причинам (трудности подготовки руды, дренажа и регенерации суспензии, износ гидроциклонов, большие потери утяжелителя, отсутствие эффективных грохотов и износоустойчивых насосов).



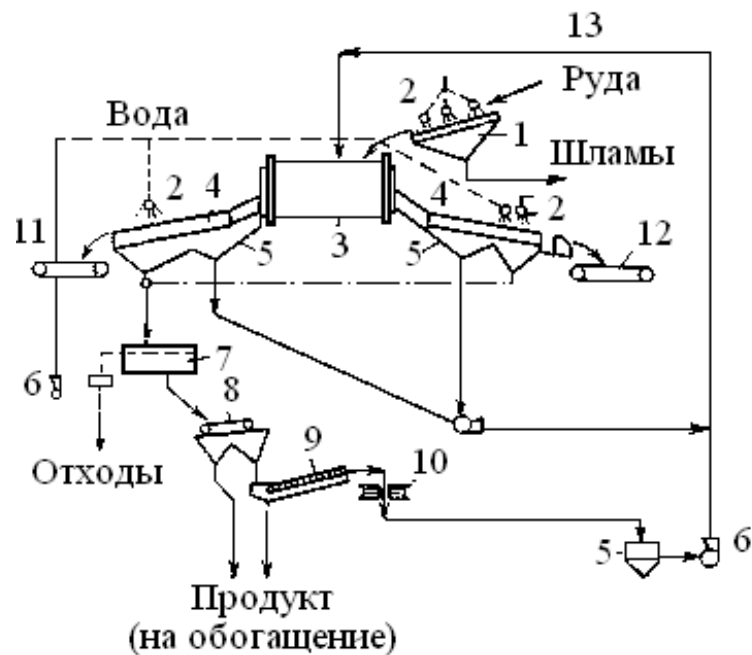


Рис. 17. Типовая схема цепи аппаратов процесса разделения крупнозернистого рудного материала в тяжелых суспензиях: 1 – грохот; 2 – разбрызгиватели циклонного типа; 3 – барабанный или конусный сепаратор; 4 – вибрационный грохот; 5 – конус; 6 – насос; 7 – сгуститель; 8 – магнитный сепаратор; 9 – спиральный классификатор; 10 – демагнитизатор; 11 – ленточный конвейер легкой фракции; 12 – ленточный конвейер тяжелой фракции; 13 – тяжелая суспензия

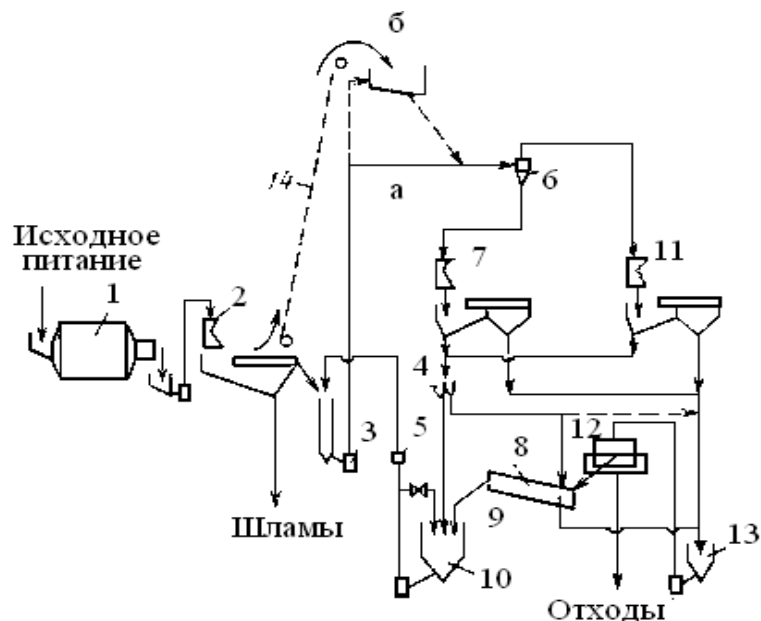


Рис. 18. Схема цепи аппаратов установки для разделения в тяжелой суспензии с подачей питания в гидроциклон насосом (а) и самотеком (б): 1 – дезинтегратор; 2 – грохочение и отмывка шламов; 3 – питающий насос гидроциклона; 4 – делитель; 5 – датчик контроля плотности; 6 – гидроциклон; 7 – грохот для тяжелой фракции; 8 – сгуститель; 9 – тяжелая суспензия необходимой плотности; 10 – подача воды; 11 – грохот для легкой фракции; 12 – магнитный сепаратор; 13 – емкость для разбавленной тяжелой суспензии; 14 – ленточный конвейер; 15 – бункер для тяжелой фракции; 16 – бункер для легкой фракции

Производительность установок для предконцентрации руд в тяжелых суспензиях составляет 10–750 т/ч.

Полиметаллические руды разделяются тяжелосредней сепарацией с весьма высокой эффективностью (табл. 4). Хвосты предварительного обогащения подчас не уступают по массовым долям компонентов хвостам флотации.

Таблица 4

Технологические показатели разделения полиметаллической руды в условиях Лениногорской обогатительной фабрики

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Свинец	Цинк	Медь	Свинец	Цинк	Медь
Тяжелый продукт	64,7	1,4	7,56	0,55	96,7	96,6	93,9
Легкий продукт	35,3	0,088	0,48	0,066	3,3	3,4	6,1
Питание (класс –100+12 мм)	100,0	0,94	5,06	0,38	100,0	100,0	100,0

С введением операции предварительного обогащения руд в тяжелых суспензиях производительность фабрики «Сулливан» увеличилась с 8,5 до 11 тыс. т/сут, «Мехерник» – с 5 до 6 тыс. т/сут, «Бункер-Хилл» – с 1,5 до 2,7 тыс. т/сут, «Эренфриденсдорф» – в 2,5 раза.

Капитальные затраты на строительство установок для обогащения в тяжелых суспензиях значительно ниже затрат на эквивалентное расширение фабрики, и окупаемость их обычно не превышает 1,0–1,5 года.

Эксплуатационные затраты на обогащение в тяжелых суспензиях в 3–5 раз меньше затрат на измельчение до флотационной крупности и во столько же раз меньше затрат на флотацию руды. Расход электроэнергии на обогащение руды в тяжелых суспензиях составляет 0,64–3,7 кВт·ч/т руды или 2,5–4,0 % общего ее расхода на фабриках («Ремсбек», «Мегген» и др.), воды – 0,4–1,4 м³/т или около 10 % общего ее расхода, число рабочих – 2–8 % их списочного состава на фабрике.

В целом себестоимость переработки руд с предварительной концентрацией их в тяжелых суспензиях примерно на 25–30 % меньше, чем при непосредственном обогащении всей руды. Экономическая эффективность применения предварительной концентрации руд резко возрастает при использовании легкой фракции в качестве товарного продукта.

9.2. Комбинированные схемы предварительного обогащения

Отсадкой в предварительном цикле обогащают золотосодержащие, баритовые, оловянные, висмутовые, ртутно-сурьмяно-флюоритовые руды с весьма высокой эффективностью.

Отсадка ведется с предварительной дешламацией на грохоте и с замкнутым водооборотом. Возможная плотность разделения – 4 г/см^3 и более, что является большим преимуществом по отношению к тяжелосредной сепарации.

Крупнокусковую сортировку проводят с выделением нескольких продуктов. Горную массу без дополнительного дробления с минимумом перегрузок в транспортных емкостях сортируют на радиометрических контрольных станциях (РКС). Как правило, этот метод применяют для очень бедных руд.

На одном из комбинатов, перерабатывающих оловянные руды, исходная горная масса была разделена по содержанию олова на три сорта (табл. 5). Сортировка проведена по результатам рентгенорадиометрического опробования с поверхности 89 самосвалов. В результате получено три продукта, существенно отличающихся по содержанию олова.

Крупнопорционная сортировка в вагонетках еще эффективнее, чем сортировка в самосвалах, поскольку порции значительно меньше по массе, их неоднородность выше и могут быть выделены как более бедные, так и более богатые продукты (табл. 6).

Таблица 5

Результаты рентгенорадиометрической сортировки и опробования оловянных руд в самосвалах (по В.Б. Юшко)

Показатель	Сорт руды (массовая доля олова, %)		
	Забалансовая (< 0,2)	Бедная (0,2–0,3)	Кондиционная (> 0,3)
Число самосвалов	53	32	4
Средняя массовая доля олова, %	0,11	0,25	0,37
Среднеквадратичная погрешность, %:			
абсолютная	0,057	0,033	0,054
относительная	52	13	14,5
Общее число порций	837	415	44
Число (доля, %) порций с массовой долей олова:			
меньше 0,2 %	740 (88,4)	73 (17,6)	1 (2,3)
больше 0,2 %	97 (11,6)	342 (82,4)	43 (97,7)

Таблица 6

Распределение горно-рудной массы по интервалам массовой доли олова на основании рентгенорадиометрической сортировки руд в вагонетках

Интервал массовых долей олова, %	Массовая доля олова, %	Выход фракции, %	Извлечение олова во фракции, %
< 0,1	0,04	33,5	7,6
0,1–0,15	0,12	18,3	12,9
0,15–0,30	0,21	37,4	39,3
0,30–0,40	0,34	8,8	17,0
0,40–0,60	0,51	6,8	19,7
> 0,60	0,89	0,9	4,5

Технологическая эффективность крупнопорционной сортировки определяется соотношением неоднородности содержания компонента в порциях и объемом порции, а также способом получения информации (поверхностное или глубинное зондирование). Эффективность процесса возрастает с уменьшением массовой доли ценных компонентов в рудах.

Степень концентрации ценного компонента при выделении отвальных хвостов невелика, выход хвостов может быть весьма значительным.

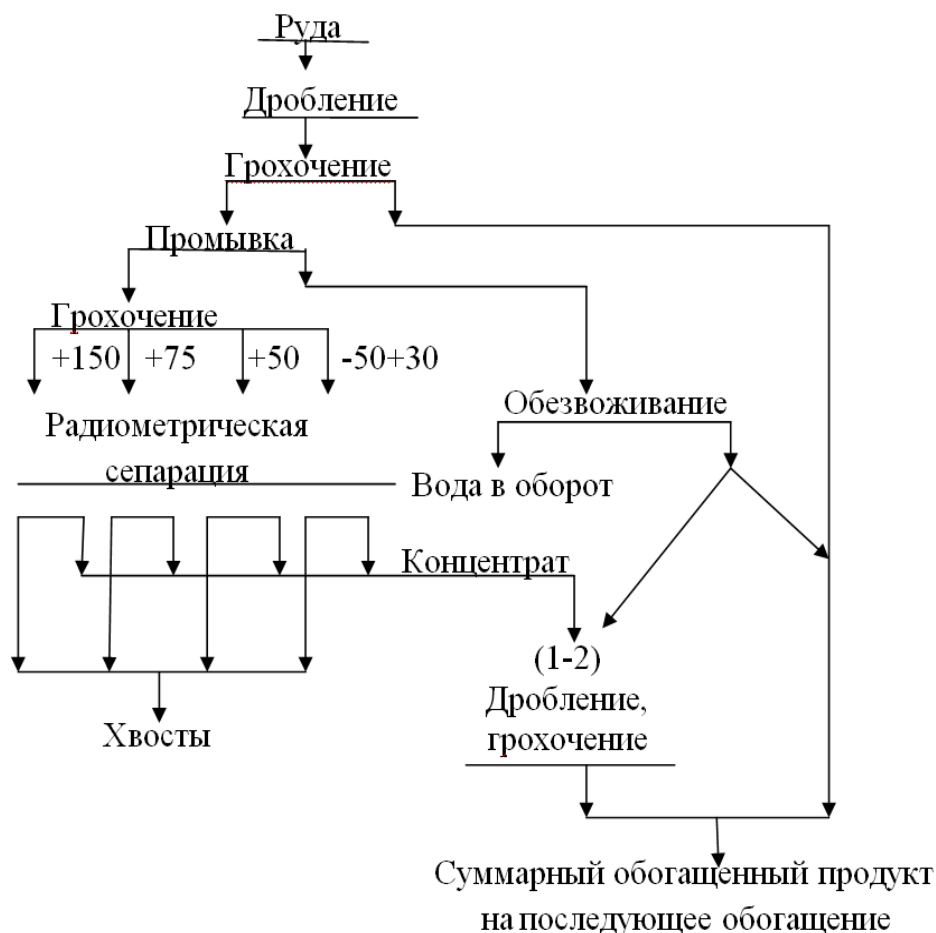


Рис. 19. Принципиальная технологическая схема радиометрической сепарации

Особенностями использования процессов информационного кускового разделения (радиометрической сепарации) являются предварительное

удаление мелких классов, шламов, выделение сравнительно узких классов, параллельная обработка машинных классов (рис. 19). В ряде случаев целесообразна промывка руды для удаления шламов с поверхности кусков. Шламы, мелкие классы часто объединяются с концентратами сепарации после додробливания.



Рис. 20. Комбинированная схема предварительного обогащения оловосодержащей руды

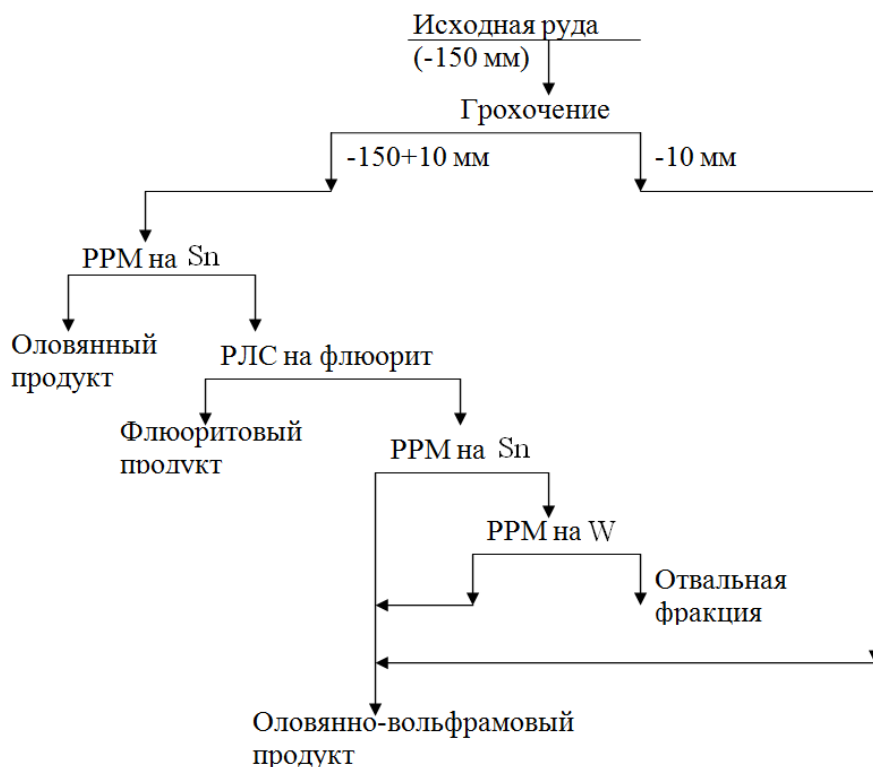


Рис. 21. Комбинированная схема радиометрической сепарации комплексных оловянно-вольфрамово-флюоритовых руд (по В.А. Лилееву и Э.Г. Литвинцеву): РЛС – рентгенолюминесцентный сепаратор; РРМ – рентгенорадиометрический метод

Если флотируются классы $-75+50$, $-50+25$ мм, то при многостадийном дроблении при подготовке руды к обогащению операции дробления целесообразно чередовать с операцией грохочения для выделения этих классов в каждой стадии. Этим может быть обеспечен максимальный суммарный выход сортируемых классов. Той же цели соответствует применение при дроблении селективных методов раскрытия минералов без переизмельчения.

Радиометрической сепарацией обогащаются урановые, тантало-ниобиевые руды (авторадиометрический метод), железные (гамма-абсорбционный), алмазосодержащие, шеелитовые, флюоритовые (люминесцентный метод), бериллиевые (фотонейтронный метод), полиметаллические, медно-никелевые, медные и комплексные руды (рентгенорадиометрический метод), неметаллические полезные ископаемые (фотометрический, фотоабсорбционный методы) и т.д.

Область возможного применения радиометрических методов для предварительной концентрации руд очень широка, что доказано многочисленными исследованиями их радиометрической обогатимости. Предложено много новых весьма перспективных методов – рентгенорадиометрический, теплометрический, разновидности нейтронных, оптических и др. Их внедрение сдерживается отсутствием серийно выпускаемой аппаратуры для сепарации.

Возможно комбинирование методов предварительной концентрации: гравитационных с радиометрическими ([рис. 20](#)), радиометрических между собой ([рис. 21](#)). Комбинированные схемы могут быть построены и по принципу предварительной концентрации различных машинных классов разными методами (например, крупнокусковые продукты обогащаются радиометрической сепарацией, а мелкие – гравитацией).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Какова крупность материала при обогащении в тяжелых суспензиях?
2. Каков расход утяжелителя?
3. Почему процесс разделения мелких классов в гидроциклонах не получил широкого распространения?
4. Когда используют центрифуги и гидроциклоны для обогащения?
5. Какие показатели возможно получить при обогащении на гидроциклоне?
6. Какую плотность можно создать в тяжелых суспензиях?
7. Расскажите о способах подачи питания в гидроциклон.
8. Нарисуйте схему цепи аппаратов установки для разделения в тяжелых суспензиях.
9. Какие руды обогащаются радиометрической сортировкой?

10. Нарисуйте принципиальную технологическую схему обогащения радиометрической сепарацией.

ЛЕКЦИЯ 10

МЕДНЫЕ И МЕДНО-ПИРИТНЫЕ РУДЫ. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД

План лекции

- 10.1. Минеральный состав [1, 3, 6].
10.2. Технологические особенности руд [1, 3, 6].

10.1. Минеральный состав

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. 7](#)).

Таблица 7

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

В качестве самостоятельного минерала в месторождениях нередко встречается самородная медь, которая содержит до 97–99 % Cu, а также примеси железа, серебра, свинца, золота, ртути и висмута. Самородная медь имеет плотность 8,4–8,9 г/см³ и твердость 2,5–3,0.

Халькопирит, или *медный колчедан*, $CuFeS_2$ является одним из важнейших медных минералов и встречается в месторождениях почти всех генетических типов, однако его главные промышленные скопления связаны с гидротермальными месторождениями. Содержание меди в халькопирите составляет 34,6 %, железа – 30,5 % и серы – 34,9 %; имеются незначительные примеси серебра, цинка, золота, мышьяка, селена, теллура, олова. Кристаллизуется в тетрагональной системе. Кристаллическая структура аналогична структуре сфалерита, но в позициях цинка упорядоченно располагаются атомы меди и железа, а атомы серы находятся внутри тетраэдра, образованного двумя атомами меди и двумя атомами железа. Цвет халькопирита латунно-желтый. Спайность несовершенная, при измельчении на поверхности разлома находятся как ионы меди, так и железа и серы.

Халькопирит – полупроводник примесного типа. Наличие в нем примесей обуславливает образование примесных уровней, которые располагаются на различных расстояниях от зоны проводимости. Халькопирит без примесей обладает электронным типом проводимости. Удельное сопротивление халькопирита 10^{-5} – 10^{-1} Ом·м. У халькопирита отмечается высокая подвижность электронов, которая связана с малой шириной запрещенной зоны (2,5 эВ), что способствует к искривлению зоны проводимости в результате взаимодействия ее с валентной зоной. При избытке серы в поверхностном слое халькопирита наблюдается дырочная проводимость. Удельная магнитная восприимчивость халькопирита составляет $(0,8–4,5) \cdot 10^{-6}$ см³/г. Энергия кристаллической решетки 17 489 кДж/моль.

Борнит, или *пестрая руда*, Cu_5FeS_4 является вторичным сульфидным минералом меди, в месторождениях отлагается одновременно с халькопиритом или после него, образуя решетчатые или пластинчатые структуры. Присутствует в основном в халькопирит-борнитовых рудах, в колчеданных встречается редко. Борнит содержит 52–65 % Cu, 8–18 % Fe, 20–27 % S и обычно незначительные примеси серебра, кобальта и никеля. Структура борнита координационная антифлюоритовая с тетраэдрической координацией металлических ионов. Основу кристаллической структуры составляют 8 тетраэдров из атомов серы вокруг атомов трехвалентного железа, размещающихся в вершинах и центрах граней элементарного куба, а также в центрах четырех из восьми октантов того же куба. Атомы серы, находящиеся в вершинах Fe-тетраэдров, образуют плотнейшую кубическую упаковку. В ребрах тетраэдров между каждой парой атомов S²⁻ в двойной координации размещаются атомы Cu⁺. В таком положении из 48 вакантных мест медью занято только 40, в связи с чем часть меди в борните окислена до Cu²⁺.

Борнит имеет кубическую сингонию с $a_0 = 10,97 \cdot 10^{-10}$ м. Цвет темно-красный, в порошке черный. Спайность несовершенная, образует зерна неправильной формы. Плотность $4,9\text{--}5,3$ г/см³, твердость 3. Полупроводник. Удельное сопротивление борнита $10^5\text{--}10^3$ Ом·м. Удельная магнитная восприимчивость $7,4 \cdot 10^{-6}$ см³/г.

Халькозин, или *медный блеск*, Cu_2S имеет сложную координационную структуру с двойной, тройной и тетраэдрической координацией атомов одновалентной меди. Сингония ромбическая с $a_0 = 11,92 \cdot 10^{-10}$ м, $b_0 = 27,33 \cdot 10^{-10}$ м и $c_0 = 13,44 \cdot 10^{-10}$ м. Содержит 79,9 % Cu, 20,1 % S, а также примеси серебра, реже железа, кобальта, никеля, мышьяка и золота. Цвет черноватый, свинцово-серый, кристаллы таблитчатой формы, ковкий. Плотность $5,5\text{--}5,8$ г/см³, твердость $2,5\text{--}3,0$, удельное сопротивление $10^4\text{--}4 \cdot 10^2$ Ом·м, удельная магнитная восприимчивость $(0,3\text{--}0,4) \cdot 10^{-6}$ см³/г. Повсеместно встречается в зоне вторичного сульфидного обогащения прожилково-вкрапленных руд, где замещает халькопирит и пирит. Особенно широко халькозин распространен в верхних горизонтах месторождений скарных руд, которые отличаются высоким содержанием меди. В некоторых колчеданных рудах (Урал) халькозин вместе с продуктами его окисления – купритом и теноритом – образует скопления «сажистых» руд, расположенных в верхних горизонтах месторождений.

Ковеллин CuS в промышленных рудах присутствует как вторичный сульфидный минерал вместе с халькозином. Имеет сложную слоистую структуру. Сингония гексагональная с $a_0 = 3,796 \cdot 10^{-10}$ м и $c_0 = 16,36 \cdot 10^{-10}$ м. Содержит 66,5 % Cu и 33,5 % S. В качестве примесей могут присутствовать железо, селен, серебро и свинец. Цвет индигово-синий. Спайность весьма совершенная, легко расщепляется на тонкие пластинки. Плотность $4,6\text{--}4,7$ г/см³, твердость $1,5\text{--}2,0$. Хороший проводник, удельное сопротивление $10^7\text{--}10^6$ Ом·м. Немагнитен, удельная магнитная восприимчивость $(0,04\text{--}0,24) \cdot 10^{-6}$ см³/г. Ковеллин обычно присутствует в сплошных зернистых массах, кристаллы его мелкие и редки. Встречается также в виде пленок синей побежалости на других сульфидных минералах меди.

Теннантит и *тетраэдрит*, или *блеклые руды*, встречаются в некоторых колчеданных, иногда в кварц-халькопиритовых и скарных рудах. Эта группа минералов (сложных тиосолей меди) образует изоморфный ряд с общей химической формулой $Cu_2(As, Sb)_4Si_2$. Содержит 45,8–51,6 % Cu, до 29,2 % Sb, до 20,6 % As и 25–28,2 % S. Состав усложняется примесями цинка, железа, серебра (до 1 %), ртути, никеля, кобальта и висмута. Кристаллизуются в кубической системе, у теннантита $a_0 = 10,2 \cdot 10^{-10}$ м, у тетраэдрита $a_0 = 10,34 \cdot 10^{-10}$ м. Кристаллы тетраэдрической, кубической, реже октаэдрической формы. Образуют отдельные зерна, неправильные зернистые агрегаты и массы. Цвет от серо-стального до черного, на воздухе быстро тускнеют, «блекнут». Плотность $4,4\text{--}5,1$ г/см³, твердость 3–4. На поверхности легко

выветриваются и переходят в окисленные минералы – малахит, азурит, куприт и др.

Среди других сульфидных минералов меди необходимо также отметить *кубанит* $CuFe_2S_3$, который встречается в месторождениях медно-никелевых руд (Садбери, Канада) и имеет теоретическое содержание меди 23,4 %; *талнахит* $Cu_9Fe_8Si_6$, обнаруженный в медно-никелевых рудах Талнахского месторождения и содержащий 32,8–34,5 % Cu, и *энаргит* Cu_3AsS_4 (48,4 % Cu), который встречается в гидротермальных среднетемпературных медно-колчеданных и медно-порфировых рудах.

В смешанных и окисленных медных рудах повсеместно присутствуют окисленные минералы меди – оксиды, карбонаты, силикаты и сульфаты.

Куприт Cu_2O является простым оксидом меди, встречается исключительно в зоне окисления медных месторождений, где развивается по сульфидным минералам меди, особенно по халькозину. Теоретическое содержание меди 88,8 %. Примеси – селен, алюминий, железо, кремний, свинец. Является полупроводником *p*-типа. Цвет красный различных оттенков, иногда бурый до черного. Хрупкий. Основные минералы-спутники – самородная медь, малахит, азурит, тенорит, хризоколла, халькозин.

Тенорит CuO распространяется так же, как и куприт. Содержит 79,9 % Cu. Цвет имеет серый до черного, поэтому иногда его называют черной медной рудой и медной чернью. Хрупкий, кристаллы мелкие кристаллические, чешуйчатые, землистые (мелаконит). Минералы-спутники – куприт, лимонит, окислы марганца, хризоколла, малахит, азурит.

Малахит $Cu_2(CO_3)(OH)_2$ – один из основных промышленных минералов окисленных медных руд. Содержит 57,4 % Cu. Цвет ярко-зеленый, голубовато-зеленый до темного, иногда буро-зеленый. Агрегаты малахита в основном натечные, почковидные, но бывают игольчатыми, волокнистыми и землистыми. Из примесей можно отметить цинк, а также кальций, кремний, железо.

Большие скопления малахита очень редки, они образуются путем замещения известняков сульфатными растворами меди в зоне окисления сульфидных медных месторождений. Сопутствующие минералы – азурит, куприт, тенорит.

Азурит $Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$ имеет теоретическое содержание меди 55,3 %, является постоянным спутником малахита. Образуется также при окислении первичных рудных минералов меди – халькопирита, борнита, блеклых руд. Кристаллы имеют таблитчатую и призматическую форму, цвет – от лазурно-синего и темно-синего до голубого. Как и большинство окисленных минералов меди, хрупок. В виде включений может содержать золото.

Хризоколла $CuSiO_3 \cdot nH_2O$ (силикат меди) может содержать до 45 % Cu, $n = 8$, реже 0 и 4. Характерна ярко-бирюзовая и голубовато-зеленая окраска. В виде примесей может содержать алюминий, железо, фосфор. Часто образу-

ет сростки с малахитом. Встречается в виде опаловидных, эмалевых или землистых агрегатов и натечных корок.

Сульфаты меди представлены двумя минералами – халькантитом и брошантитом.

Халькантит $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ содержит 25,4 % Cu, в виде примесей могут присутствовать железо, кобальт, цинк и магний. Имеет весьма совершенную спайность, но на воздухе быстро теряет кристаллическую воду, разрушается и превращается в голубой порошок. Хорошо растворяется в воде, поэтому присутствие в руде халькантита приводит к появлению в пульпе ионов меди, которые затрудняют селективную флотацию, например, медно-цинковых руд, активируя цинковую обманку.

Брошантит имеет также совершенную спайность, но разлагается только в кислотах. Цвет от изумрудно-зеленого до черно-зеленого. Содержит 34,8 % Cu. Встречается в виде кристаллических корок с друзами мелких игольчатых кристаллов, а также в виде порошкообразных масс. Образуется обычно в зоне окисления медных сульфидных руд в условиях жаркого и сухого климата. Собственного промышленного значения не имеет, но вместе с другими окисленными минералами медных месторождений представляет значительную ценность.

Практически во всех медьсодержащих рудах, так же как и в полиметаллических, присутствуют сульфиды железа ([табл. 8](#)).

Таблица 8

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

Пирит FeS_2 , или *серный (железный) колчедан*, является самым распространенным сульфидным минералом во всех сульфидных рудах. Он присутствует повсеместно в месторождениях гидротермального происхождения и в колчеданных рудах, где сосредоточены его основные массы. Кристаллизуется пирит в кубической системе. В его кристаллической структуре, типа каменной соли, атомы железа занимают положения ионов натрия, а двухвалентная сера – положение хлора. Теоретическое содержание железа в пирите 46,5 %, серы 53,5 %. Наиболее часто встречающимися примесями в пирите являются кобальт, никель и мышьяк, в виде включений могут присутствовать золото, медь, серебро, сурьма, цинк, марганец.

Пирит распространен в месторождениях чаще всего в виде сплошных зернистых масс, иногда в виде крупных кристаллов латуно-желтого цвета.

Пирит является хорошим полупроводником, причем природный пирит осадочных месторождений, как правило, относится к p -типу, а пегматитовых высокотемпературных – к n -типу. Никелистый пирит может содержать до 30,6 % Ni, а кобальт-пирит – до 3 % Co.

Марказит FeS_2 является полиморфной разновидностью пирита. Формируется в гидротермальных месторождениях при температурах более низких, чем при образовании пирита. Образует копьевидные, часто двойниковые, кристаллы. Постоянный спутник пирита и пирротина.

Пирротин, или *магнитный колчедан*, имеет формулу $Fe_{1-x}S$, где $x \leq 0,2$. В зависимости от содержания железа различают гексагональный и моноклинный пирротины, отличающиеся окисляемостью, магнитными, электрическими и другими свойствами. Гексагональный пирротин, содержащий от 47,37 до 47,83 % Fe, является парамагнитным, а моноклинный пирротин, имеющий формулу Fe_7S_8 , – ферромагнитным. Но обычно природный пирротин представляет собою сростки пирротинов различных модификаций, не разделяемые процессами обогащения. Кристаллическая структура пирротина – плотная гексагональная упаковка из атомов серы и железа. Примеси обычно представлены никелем, медью, кобальтом, селеном. В зоне окисления сульфидных месторождений обычно переходит в пирит, марказит и бурые железняки. Имеет широкое распространение в месторождениях медно-никелевых руд, связанных с ультраосновными породами, а также в полиметаллических и сульфидно-касситеритовых рудах.

10.2. Технологические особенности руд

В зависимости от минерального состава, крупности минералов, характера вкрапленности ценных минералов и минералов пустой породы, формы рудного тела и генезиса месторождения меди в настоящее время делятся на 6 генетических групп.

Медьсодержащие месторождения *магматической группы* представлены медно-никелевыми и медно-ванадиевыми комплексными рудами, содержащими, кроме меди, никель, железо, ванадий, титан и фосфор. Медно-никелевые месторождения разрабатываются главным образом для получения никеля. К этому типу месторождений относятся Норильская и Кольская группы месторождений, месторождения Садбери (Канада) и Стилуотер (Аляска, США). Примером медно-ванадиевых месторождений является Волковское на Урале. Медь представлена в этих рудах на 75–80 % борнитом, на 20–25 % халькопиритом и на 2–3 % халькозином. Ванадий содержится в титаномагнетите и апатите. Нерудные минералы представлены плагиоклазом (43–65 %) и моноклинным пироксеном (30–38 %).

Медные карбонатитовые руды очень редки. Можно назвать только одно крупное месторождение Палабора (ЮАР), руды которого содержат 0,68 % Cu и до 27 % магнетита. Породы представлены карбонатитами, магнетитом, оливином и апатитом.

К *скарновым месторождениям* относится Саякское (Казахстан), которое образовано халькопирит-магнетитовыми рудами. Эти руды являются комплексными, в них наряду с медью присутствуют молибден, кобальт, висмут, селен, теллур, железо, свинец, сурьма, мышьяк, никель, олово, вольфрам. Сульфидные минералы (халькопирит) имеют неравномерную вкрапленность и ассоциированы с эпидотом, актинолитом, кварцем и кальцитом.

Медно-порфиновые руды занимают первое место по запасам и добыче меди. Свыше 60 % разведанных запасов меди и около 40 % мировой добычи меди в капиталистических странах приходится на этот тип руды, высокая промышленная ценность которых определяется крупными размерами рудных тел, их неглубоким залеганием, равномерным распределением металла. Содержание в них меди колеблется в пределах 0,4–1,2 %.

Во всем мире выделяется несколько крупных рудных зон месторождений этого типа. В СНГ к месторождениям этого типа относятся Коунрадское, Бошекульское, Алмалыкская и Закавказская (Каджарашское, Агаракское) группы. В США это Западно-американский медно-порфиновый пояс (месторождения Сан-Мануэль, Майами, Рэй, Инспирэйшн); в Южной Америке – Чилийская рудная зона (месторождения Чукикамата, Эль-Тениенте, Эль-Сальвадор, Токепала). В Малазийский пояс входят месторождения Бугенвиль, Кеннон-Коппер, Сипалай и др. Альпийский пояс представлен месторождениями Сар-Чешмех (Иран), Майданпек (Югославия) и Медет (Болгария).

Рудные тела этих месторождений, как правило, не имеют четких границ и затронуты процессами гидротермальных изменений. Обычно они состоят из следующих зон, руды которых отличаются по вещественному составу.

Зона выщелачивания находится под наносами или на выходах коренных пород на поверхность. Содержание меди в этой зоне не превышает 0,1–0,2 %. Представлена медь малахитом, азуритом и хризоколлой. Толщина этой зоны составляет обычно 20–25 м, но может достигать и 450 м.

Зона окисления выходит на поверхность в виде окисленных руд, в которых медь представлена следующими минералами: малахитом, азуритом, купритом, брошантитом, теноритом.

Зона вторичного обогащения располагается ниже зоны окисления, образуется в результате выпадения из нисходящих термальных вод растворенной в них меди в виде вторичных сульфидов и обогащения медью первичных минералов или слабоминерализованных пород. Основные минералы этой зоны – пирит и халькозин. Глубина распространения ее составляет 100–250 м, мощность – до 200 м.

Для зоны первичных руд характерен молибденит-халькопиритовый минеральный тип с содержанием пирита 2–5 %. Иногда в рудах присутствуют борнит, энаргит, блеклые руды, халькозин, магнетит, сфалерит, галенит и гематит. Нижняя граница распространения зоны не установлена, она прослеживается для некоторых месторождений на глубину до 3 км. Содержание меди в рудах неуклонно снижается. Если в 1950 г. оно составляло в среднем 1,85 %, то уже в 1975 г. снизилось до 0,9 %, а в 2006 г. – 0,5 %.

В *кварц-сульфидных*, или *жильных*, *месторождениях* рудные минералы представлены магнетитом, халькопиритом и иногда молибденитом, а нерудные – кальцитом, кварцем, серицитом и хлоритом, а также иногда баритом и флюоритом. Для этих руд характерна жильная, прожилковая и вкрапленная текстура. Залегают они до глубины 30–40 м, содержание окисленных руд не превышает 5 % всех кварц-сульфидных руд. Кварц-сульфидные руды в общем балансе запасов и мировой добычи меди имеют второстепенное значение. К месторождениям этого типа относятся Кафанское и Чатыркульское в СНГ и Бьютт в США.

Месторождения самородной меди обычно образуются в зоне окисления некоторых медно-сульфидных месторождений вместе с окисленными минералами меди – купритом, малахитом и азуритом. Самородная медь может также встречаться в медистых песчаниках и сланцах. Месторождения самородной меди самостоятельного значения не имеют, наиболее известные месторождения – Турьинское и Кивино.

Медно-колчеданные руды имеют очень большое значение. *Колчеданные месторождения* характеризуются большим разнообразием форм, размеров и типов взаимоотношений рудных минералов с минералами вмещающих пород. Главный рудный минерал – пирит, содержатся также халькопирит, сфалерит, иногда пирротин, галенит, борнит, блеклые руды, халькозин и арсенопирит. Нерудные – серицит, хлорит и кварц, а также барит, кальцит и сидерит.

В соответствии с минеральным составом колчеданные руды подразделяются на медные, медно-цинковые, полиметаллические и серные. В медно-колчеданных рудах соотношение меди и цинка обычно составляет 2:1 (Урупское месторождение), а в медно-цинковых – 1:1. В полиметаллических рудах промышленное значение, кроме меди, имеют свинец и цинк, а в серно-колчеданных рудах основное значение имеет сера, а медь, свинец и цинк – подчиненное.

В одном и том же месторождении часто присутствуют различные типы колчеданных руд. Например, в Гайском месторождении – медные, медно-цинковые и серно-колчеданные. В Сибайском месторождении медно-цинковый тип руды составляет 90 % объема всех добываемых руд. В Уральский медно-колчеданный пояс входит большая группа месторождений – Красноуральское, Кировоградское, Дегтярское, Карабашское, Учалинское, Сибайское, Озерное, Гайское. Кавказский пояс представлен Урупским, Худесским и Мадне-

ульским месторождениями. Здесь же имеются колчеданно-полиметаллические месторождения – Филиз-чай и Кизил-Дере. К колчеданно-полиметаллическим рудам относятся также руды Николаевского и Орловского месторождений на Алтае.

Медистые песчаники и сланцы являются вторым крупным источником получения меди после руд медно-порфирового типа. В них сосредоточено около 30 % всех запасов меди, мировая добыча металла из них составляет около 20 %. Основными медными минералами этих руд являются халькозин, борнит и халькопирит, иногда присутствуют блеклые руды, ковеллин, самородная медь. В виде примесей могут встречаться свинец, цинк, серебро, иногда кобальт и др. Имеются крупные месторождения этого типа руд в СНГ (Джезказганское, Удоканское), Германии (Мансфельд), Замбии и Заире (Меденосный пояс Центральной Африки).

Исключительным постоянством минерального состава характеризуются руды Удоканского месторождения. Это медные руды, в которых основными медными минералами являются халькозин, борнит, халькопирит, есть пирит, магнетит и гематит. В первичных рудах 60–65 % Cu представлено халькозином, 20–25 % – борнитом и 10–15 % – халькопиритом. Из окисленных минералов присутствуют малахит, азурит, тенорит, куприт, халькантит, брошантит и хризоколла. Сульфидные руды, в которых содержание окисленных форм меди не превышает 30 %, составляют около 50 % запасов до глубины 600 м, смешанные руды (30–70 % окисленных минералов меди) – около 45 % и окисленные руды (более 70 % окисленных минералов меди) – около 5 %.

Джезказганское месторождение имеет ярко выраженную зональность в строении, т.е. в распределении медных минералов. В верхних горизонтах преобладает халькопирит, ниже – борнит и в самых нижних – халькозин. С глубиной повышается также содержание свинца и цинка. Наиболее распространены в месторождении вкрапленные руды, подчиненное значение имеют полосчатые и жильные. Основными в месторождении являются медные сульфидные руды; смешанных и окисленных всего около 2 %. Имеются также комплексные руды (медно-цинковые, медно-свинцово-цинковые и медно-свинцовые), цинковые, свинцово-цинковые и свинцовые.

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 с позиции селективной флотации 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 %.

В зависимости от содержания меди в перерабатываемой руде медные руды условно подразделяются на богатые (содержание меди более 2 %), средние (0,8–2,0 %), бедные (0,5–0,8 %) и забалансовые (менее 0,3 %). 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.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Сколько минералов меди известно в природе?
2. Назовите сульфидные минералы меди, напишите их формулы.
3. Какие минералы являются вторичными, первичными и окисленными?
4. Как влияет фазовый состав минералов меди на технологию обогащения?
5. Назовите сульфидные минералы железа.
6. Чем отличается марказит от пирита?
7. Назовите основные примеси, встречающиеся в пирите.
8. Укажите особенности пирротина.
9. Назовите шесть генетических групп месторождений меди.
10. Перечислите типы колчеданных руд.
11. Какие месторождения входят в Уральский медно-колчеданный пояс?
12. Как подразделяются медные руды по текстурным особенностям?
13. Расскажите об особенностях медных песчаников.
14. Чем определяется промышленная ценность медно-порфировых руд?

ЛЕКЦИЯ 11

ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МЕДНЫХ, ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ И МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ МЕДИ

План лекции

11.1. Флотационные свойства медных минералов [1, 3].

11.2. Флотационные свойства железосодержащих минералов [1, 3].

11.1. Флотационные свойства медных минералов

Сульфидные минералы меди хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями в довольно широком диапазоне рН, так как они обладают высокой сорбционной способностью, которая зависит от степени окисленности сульфидной поверхности и содержания меди. По флотирiuемости ксантогенатами медные минералы можно расположить в такой последовательности: халькопирит < борнит < ковеллин < халькозин (рис. 22).

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 (рис. 22, а) флотирiuемость сульфидов резко снижается в результате образования на поверхности минералов труднорастворимых окисленных соединений (например, гидроксид железа на халькопирите), которые препятствуют сорбции собирателя.



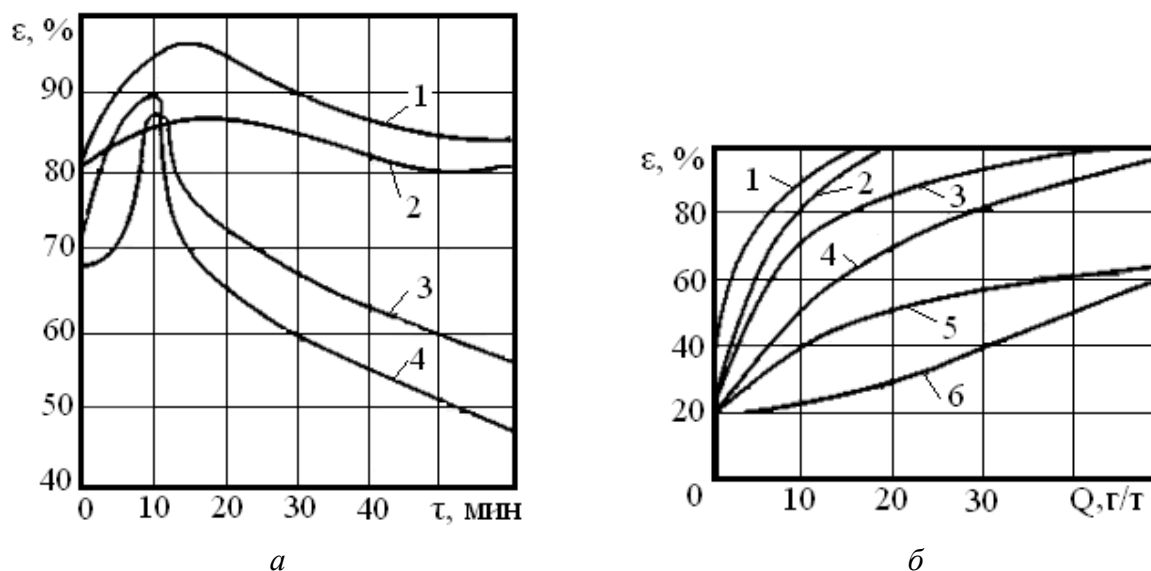


Рис. 22. Зависимости извлечения медных минералов: *а* – от продолжительности аэрации пульпы (1 – борнит, 2 – халькопирит, 3 – халькозин, 4 – ковеллин); *б* – халькопирита от расхода ксантогената Q , г/т (1 – н-гептиловый, 2 – н-амиловый, 3 – изоамиловый, 4 – пропиловый, 5 – этиловый, 6 – метиловый)

Наиболее распространенными сульфгидрильными собирателями при флотации сульфидных минералов меди являются ксантогенаты, собирательная способность которых зависит от длины углеводородного радикала (рис. 22, б). Бутиловым ксантогенатом халькопирит флотируется при pH 6–11. Особенно широк диапазон значений pH (1–13), при котором флотируется халькозин. Все сульфиды меди так же хорошо флотируются дитиофосфатами, дитиокарбаматами, меркаптанами.

Наиболее эффективным подавителем халькопирита являются цианиды, которые успешно применяются 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. Значительно больший расход необходим для подавления халькопирита при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената. Хуже подавляются цианидами вторичные сульфиды меди, что объясняется их хорошей растворимостью в цианистых растворах и образованием устойчивого медно-цианистого комплекса. Для них наиболее эффективным подавителем 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 является довольно сильным подавителем 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 $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ 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.

Окисленные медные минералы, имеющие наибольшее практическое значение (малахит, азурит и куприт), хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями, но обязательно с предварительной сульфидизацией их поверхности сернистым натрием Na_2S . При этом важное значение имеют расход сернистого натрия, pH, продолжительность сульфидизации и перемешивания с ксантогенатом. Продолжительность перемешивания с сернистым натрием и ксантогенатом обычно не превышает 30 с, так как при большем времени происходит отслаивание рыхлой, вновь образованной сульфидной пленки. Обычный расход сернистого натрия при сульфидизации составляет 200–1 000 г/т руды. При повышенных расходах сернистого натрия, когда вся поверхность окисленного минерала покрывается сульфидной пленкой, сорбция ксантогената полностью прекращается и происходит подавление флотации минерала. Оптимальным для сульфидизации малахита и азурита является pH 8–10, когда в пульпе присутствуют в основном H_2S и HS^- , образующиеся при диссоциации Na_2S . Малахит и азурит могут также флотироваться жирными кислотами и их мылами, в меньшей степени – алкилсульфатами.

Весьма плохой флотиремостью отличается хризоколла. Предложенные в настоящее время реагенты и реагентные режимы флотационного извлечения хризоколлы отличаются большой сложностью и малой эффективностью. Флотируется хризоколла, например, ксантогенатами при pH 9,5 после термоактивации паром при температуре 500 °С. Силикаты меди могут извлекаться также сегрегационным методом, в соответствии с которым руда крупностью 1,65 мм смешивается с NaCl (1 % по массе) и коксом или углем (1,2 % по массе) и нагревается в течение 30 мин при температуре 800 °С. Медь при этом осаждается тонкой пленкой на коксе или угле, которые измельчаются до 0,15 мм и флотируются вместе с медью при pH 11,5–12,0 амилловым ксантогенатом. Этим способом из руды, содержащей 1–2 % Cu , удается получить медный концентрат, содержащий 60–70 % Cu , при извлечении ее до 95 %.

Как правило, руды, содержащие силикатные минералы меди, перерабатываются выщелачиванием или комбинированными способами, сочетающими гидрометаллургию и флотацию.

11.2. Флотационные свойства железосодержащих минералов

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-} , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ и SO_3^{2-} . Образующаяся на поверхности пирита при высоких положительных значениях окислительно-восстановительного потенциала и $\text{pH} > 7$ пленка $\text{Fe}(\text{OH})_3$ характеризуется исключительно низкой растворимостью ($K = 3,8 \cdot 10^{-36}$) и не только препятствует закреплению собирателя, но и может вытеснять его с поверхности минерала.

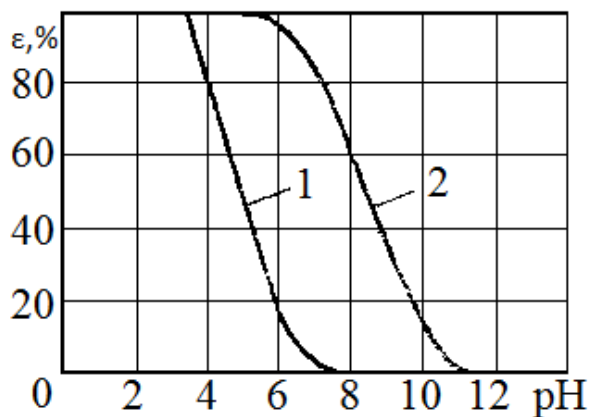


Рис. 23. Влияние pH на флотационность пирита дитиофосфатом (1) и его дисульфидом (2)

Флотационность пирита различных модификаций и разновидностей изучена довольно хорошо. Флотационные свойства его зависят от генезиса минералов, определяющего физико-химическую неоднородность кристаллической решетки, различное соотношение серы и железа, наличие примесей и т.д. Наиболее эффективно пирит флотируется ксантогенатами и дитиофосфатами в слабокислой или нейтральной среде при pH 6–7. В щелочной среде флотация пирита ухудшается и полностью подавляется при $\text{pH} > 8$ (рис. 23). 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 $\text{pH} > 7$. Действие цианида при этом сводится к образованию комплексных ионов $\text{Fe}[\text{CN}]_6^{4-}$. 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.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Расположите по флотируемости ксантогенатом медные сульфидные минералы.
2. Перечислите эффективные собиратели сульфидов меди.
3. Назовите наиболее эффективный подавитель халькопирита.
4. От чего зависит подавляющее действие цианида?
5. Какие депрессоры используются для вторичных минералов меди?
6. Расскажите об особенностях депрессирующего действия сульфида натрия.
7. Назовите депрессоры, практически не подавляющие халькопирит.
8. Что позволяет использовать известь для разделения сульфидов меди и пирита?
9. Чем обуславливается трудность обогащения окисленных и смешанных руд?
10. Какие способы флотации хризоколлы вам известны?
11. Какие требования предъявляются к медным и пиритным концентратам?

ЛЕКЦИЯ 12

СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД

План лекции

- 12.1. Стадиальность схем обогащения [1, 3].
- 12.2. Технологические схемы и режимы обогащения руд с низким содержанием пирита [1, 3, 5].
- 12.3. Технологические схемы и режимы обогащения руд со средним и высоким содержанием пирита [1, 3, 5].

12.1. Стадиальность схем обогащения

Технология переработки сульфидных медных и медно-пиритных руд отличается относительной простотой и определяется типом руды (вкрапленная или сплошная), составом медных минералов и минералов пустой породы, крупностью их вкрапленности, флотационной активностью пирита, способностью минералов к ошламованию и т.д. Этими факторами определяются прежде всего стадиальность и тип флотационной схемы – коллективной или прямой селективной флотации.

Для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью медных минералов на фабриках небольшой производительности применяют обычно *одностадиальные схемы*, которые включают операции измельчения и классификации, основную флотацию, контрольную и одну–три перечистные ([рис. 24](#)).

Для медных руд с неравномерной и сложной вкрапленностью применяют *двухстадиальные схемы* нескольких видов.

Если в руде присутствуют вторичные минералы меди, особенно ковеллин, способный к переизмельчению и ошламованию, то после I стадии измельчения до крупности 45–60 % класса –0,074 мм и основной флотации получается готовый медный концентрат, а богатые хвосты контрольной медной флотации доизмельчаются до крупности 80–85 % класса –0,074 мм и поступают на стадию медной флотации, где получается медный концентрат, который после перечистных операций присоединяется к готовому медному концентрату ([рис. 25, а](#)).

На фабриках большой производительности используются двухстадиальные 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 ([рис. 25, б](#)).



Рис. 24. Одностадиальная схема флотации медных руд

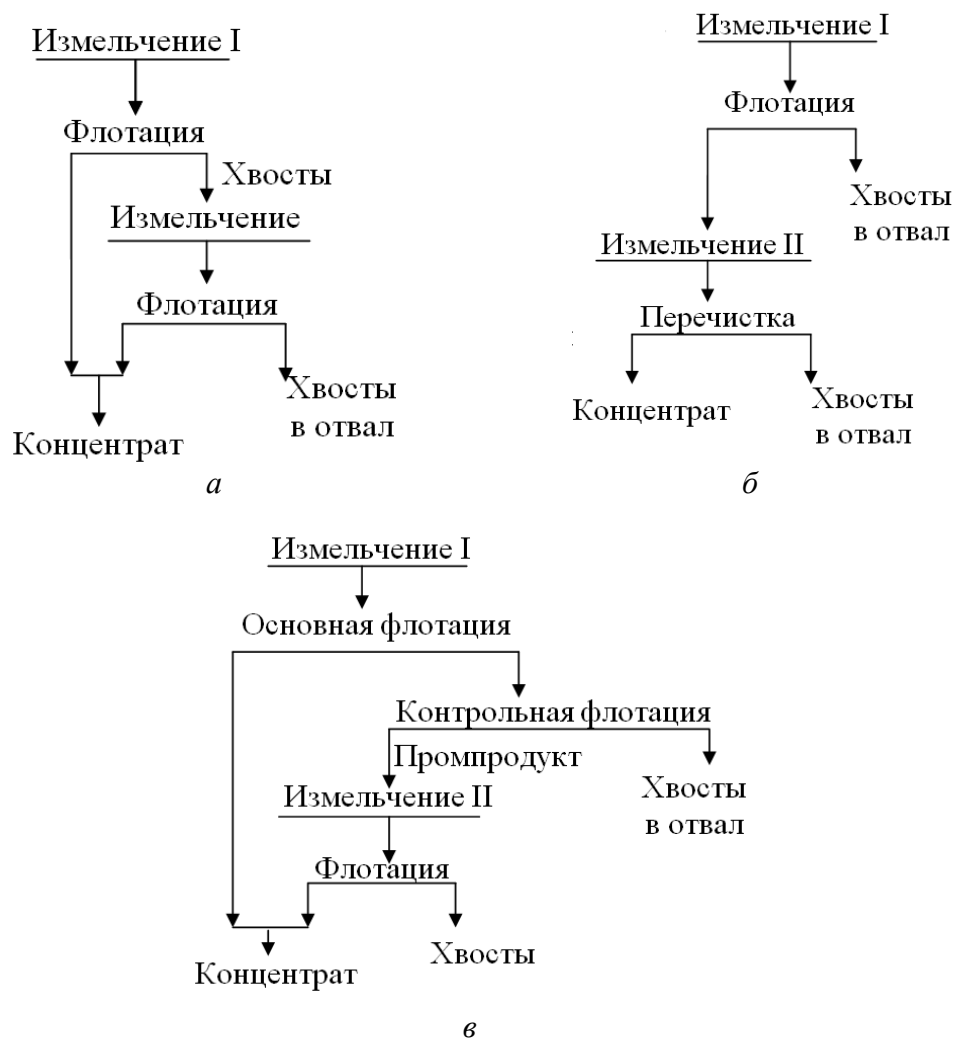


Рис. 25. Двухстадиальные схемы флотации медных руд

При получении в I стадии обогащения богатого медного концентрата и отвальных хвостов сродки медных минералов с пиритом и минералами пустой породы выделяются в промпродукт. Промпродукт доизмельчают и флотируют с получением бедного медного концентрата и отвальных хвостов или направляют в основную медную флотацию (рис. 25, в). В первом случае, когда промпродукт перерабатывается в отдельном цикле – промпродуктовом, операция основной флотации проводится как бы в открытом цикле. Такая схема впервые была применена на фабрике «Кананеа» (Мексика) и получает все большее распространение на современных фабриках.

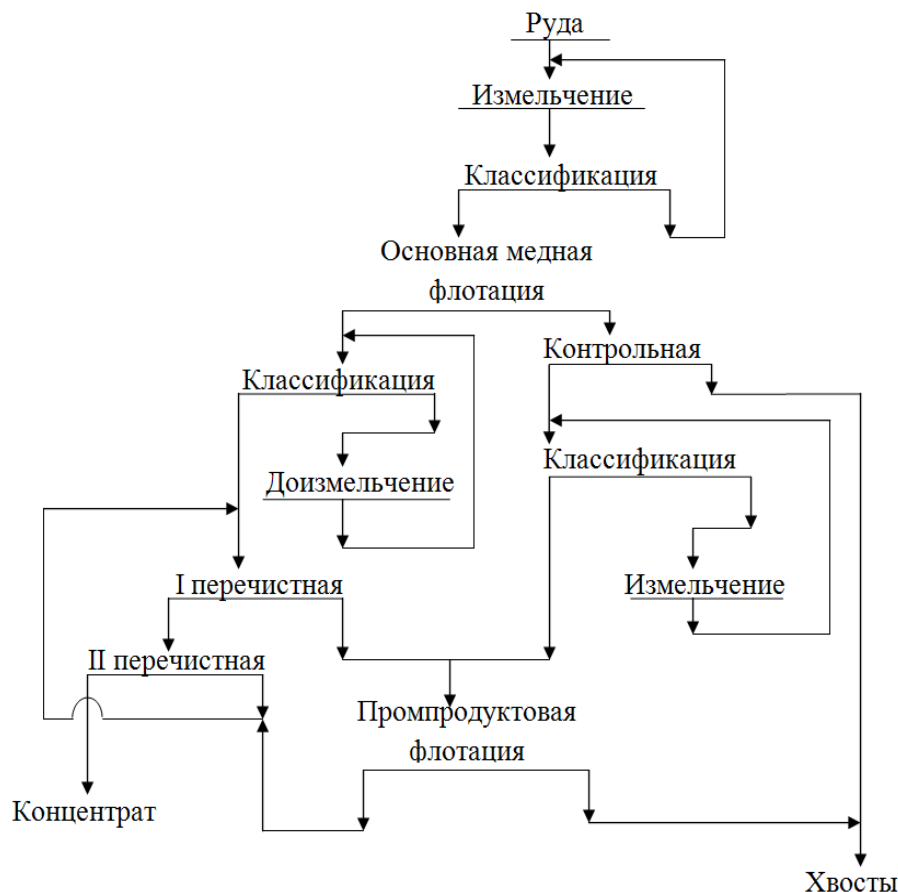


Рис. 26. Схема флотации медных руд с отдельной переработкой промпродукта

Разновидностью этой схемы является схема «C–S» («*cleaner – scavenger*») (рис. 26). Технологические особенности этой схемы: открытый цикл основной медной флотации; доизмельчение грубого концентрата с последующими перекидными операциями; доизмельчение промпродукта (концентрата контрольной флотации) с перекидной и контрольной флотацией. Практика обогащения медных порфириновых руд по этой схеме показала ее преимущества перед обычной: увеличение производительности измельчительных агрегатов по исходной руде, снижение расходов на измельчение, повышение эффективности основной флотации благодаря стабилизации количества и качества исходного питания, снижение фронта основной флотации и расхода флота-

ционных реагентов, создание благоприятных условий для автоматического регулирования процесса.

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 Джезказганской фабрике (СНГ), на фабриках «Бьютт» и «Гвин-Бьюттс» (США).

В зависимости от типа медной руды и характера вкрапленности медных минералов и пирита между собой и минералами пустой породы различают две основные разновидности схем – коллективно-селективную и прямую селективную.

12.2. Технологические схемы и режимы обогащения руд с низким содержанием пирита

Вкрапленные медные руды (медно-порфиоровые, медистые песчаники и жильные руды), отличающиеся невысоким содержанием пиритной серы и меди (0,4–2,0 %), в зависимости от содержания пирита могут перерабатываться 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-порфиоровых 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-порфиоровым рудам относятся молибденит-халькопиритовые с невысоким содержанием (2–5 %) пирита. Основные технологические особенности обогащения этих руд:

одностадиальное 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;

поддержание в коллективной флотации рН на уровне 10–12 за счет подачи 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-порфировые руды перерабатываются на Алмалыкской и Балхашской фабриках (Узбекистан, Казахстан).

Алмалыкская медная фабрика, введенная в эксплуатацию в 1961 г., перерабатывает сульфидные и смешанные медно-молибденовые руды Кальмакырского месторождения и месторождения Сары-Чеку. В сульфидных рудах медь представлена халькопиритом и халькозином («сажистым» и плотным). Присутствуют пирит, магнетит, пирротин, галенит и сфалерит. Молибден представлен молибденитом. Халькопирит находится в руде в виде зернистых минеральных агрегатов, прожилков, жил, гнезд. Крупность зерен халькопирита не превышает 0,05–0,2 мм. Молибденит находится в кварц-пирит-халькопиритовых прожилках мощностью 5–100 мм. Размер зерен молибденита составляет 0,05–0,12 мм. Минералы пустой породы представлены сиенит-диоритами (70 %) и гранодиорит-порфирами. Наличие каолин-серицитов и вторичных кварцитов очень сильно влияет на извлечение меди. В смешанных рудах медь представлена окисленными минералами – купритом, малахитом, хризokolлой. Есть также «связанная» медь, которая в виде раствора пропитала минералы пустой породы. Относительное содержание этой «неизвлекаемой» меди не превышает 1,5 %.

Руды отличаются тонкой и неравномерной вкрапленностью сульфидных минералов друг в друге и в минералах пустой породы. В настоящее время руды обоих типов перерабатываются совместно на девяти секциях фабрики по *схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый*.

При коллективной медно-молибденовой флотации ([рис. 27](#)) руда измельчается в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с классификаторами и гидроциклонами, до крупности 57 % класса –0,074 мм. Перед классификаторами для улавливания свободного золота установлены отсадочные машины ОП-12, концентрат которых поступает на золотопроводочную секцию. В мельницы этого цикла подается веретенное масло (6–8 г/т) в качестве собирателя молибденита.

В операции межциклоной флотации при pH 8–9, создаваемом известью, удается выделить легкошламуемые вторичные сульфиды меди. В первые камеры флотационных машин подаются собиратель – смесь бутилового и изопропилового ксантогенатов (4,5 г/т) и сернистый натрий (21 г/т) для сульфидизации поверхности окисленных минералов меди.

Хвосты межциклоной флотации доизмельчаются до крупности 60–62 % класса –0,074 мм и направляются на основную коллективную флотацию. Туда же подается сернистый натрий (25 г/т) и собиратель (10 и 2,5 г/т). На одной из секций фабрики хвосты межциклоной флотации классифицируются на пески и шламы, которые флотируются в самостоятельных циклах при одном и том же реагентном режиме – сернистый натрий (12 г/т) и собиратель (7,5 г/т). В песковую флотацию иногда подается пенообразователь.

После контрольной флотации, куда подается сернистый натрий (8 г/т) и собиратель (1,5 г/т), выделяются отвальные хвосты, а концентраты объединяются и направляются на перечистки. Особенностью этой части технологи-

ческой схемы является наличие промпродуктовой флотации, в процессе которой перерабатываются после доизмельчения до 90 % класса $-0,074$ мм хвосты I перечистной и концентрат контрольной песковой флотации. Хвосты промпродуктовой флотации являются отвальными, а концентрат направляется на перечистку.



Рис. 27. Схема коллективной медно-молибденовой флотации на Алмалыкской медной фабрике

После II перечистой флотации, где поддерживается высокая щелочность ($500-800 \text{ г/м}^3$ свободной CaO) для подавления пирита, получается коллективный медно-молибденовый концентрат, содержащий до 18 % Cu и до 0,16 % Mo , при извлечении меди 83–85 % и молибдена 70–75 %. Высокая щелочность в цикле коллективной флотации поддерживается также для стабилизации ионного состава жидкой фазы пульпы, так как в оборотной воде, применяемой на фабрике, содержится много ионов железа, меди, кальция, магния, натрия и хлора.

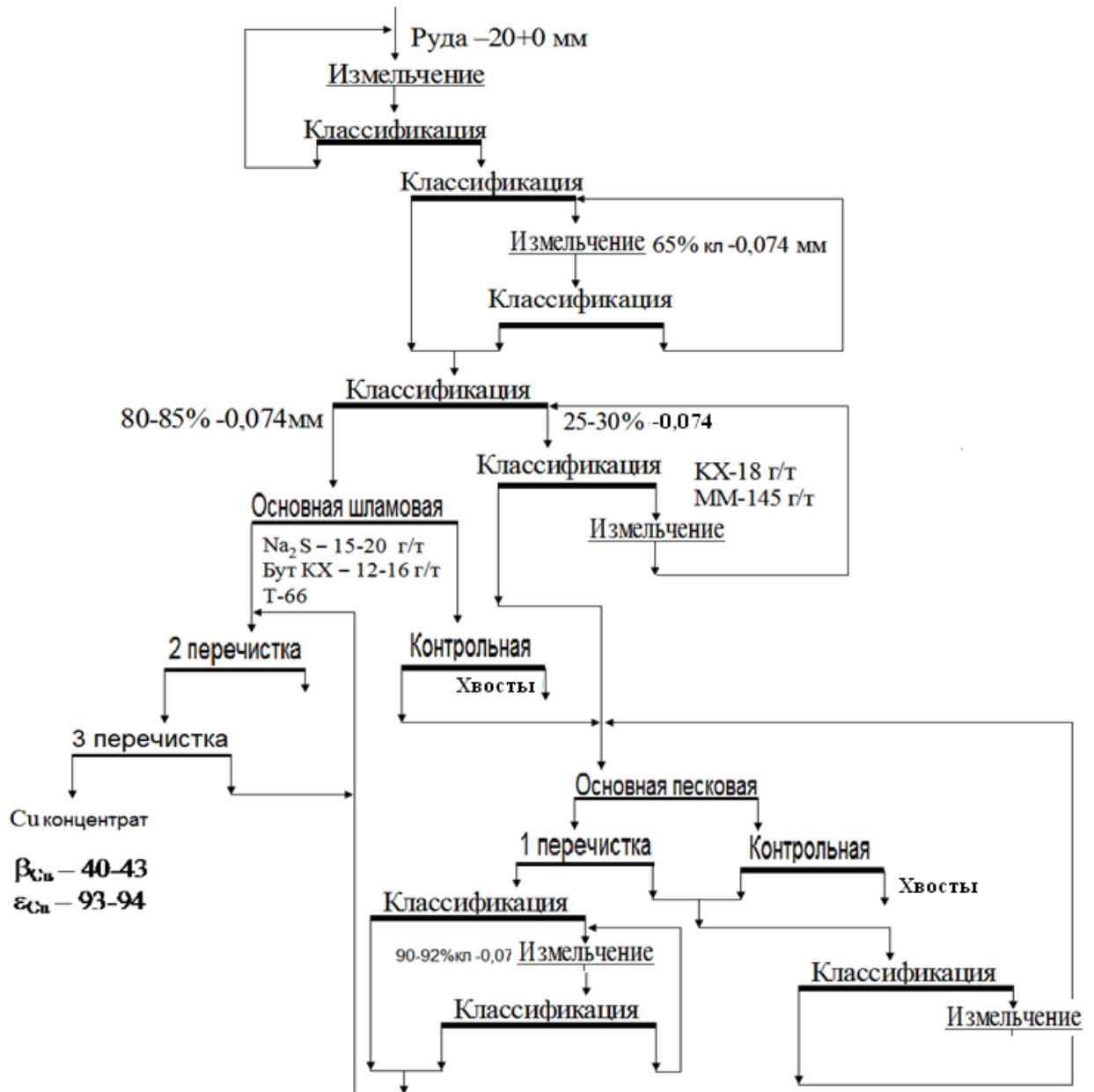


Рис. 28. Схема обогащения медистых песчаников на Джезказганской фабрике

Технологическая схема обогащения медистых песчаников на Джезказганской фабрике (рис. 28) включает трехстадиальное дробление до крупности 20 мм и двухстадиальное измельчение до крупности 60–65 % класса –0,074 мм. Измельчаемая руда классифицируется в гидроциклонах на шламы (80–85 % класса –0,074 мм) и пески (25–30 % класса –0,074 мм), которые флотируются в отдельных циклах. Это способствует высокой стабильности процесса при колебаниях содержания меди в руде и повышению извлечения ее в концентрат. Основная флотация шламов проводится при содержании твердого в пульпе 20 % с применением сернистого натрия (15–20 г/т), бутилового ксантогената (12–16 г/т) и вспенивателя Т-66.

Пески при содержании твердого 68–75 % доизмельчаются до 60 % класса –0,074 мм в присутствии ксантогената (18 г/т) и машинного масла (115–145 г/т), добавляемого для улучшения флотиремости крупных частиц, смешиваются с промпродуктом шламовой флотации, обрабатываются сернистым натрием и направляются на основную флотацию.

Медный концентрат I перечисткой флотации доизмельчается до крупности 92 % класса –0,074 мм и вместе с медным концентратом шламового цикла дважды перечищается с получением медного концентрата, содержащего до 40–43 % Cu при извлечении 93–94 %. Хвосты контрольной флотации после доизмельчения подвергаются дофлотации, где происходит доизвлечение медных минералов.

12.3. Технологические схемы и режимы обогащения руд со средними высоким содержанием пирита

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 ([рис. 29](#)) после измельчения до вышеуказанной крупности проводится коллективная флотация сульфидов меди и железа при pH не выше 7,5 (концентрация свободной CaO не превышает 20–50 г/м³). Получаемый коллективный медно-пиритный концентрат после доизмельчения до 80–95 % класса –0,074 мм перемешивается с известью при pH 12,0–12,5 (400–500 г/м³ свободной CaO) и цианидом для подавления пирита и направляется на медную флотацию. Хвосты контрольной медной флотации вкрапленных руд, как правило, содержат не более 30–35 % S и поэтому направляются на пиритную флотацию, которая проводится после удаления избыточной щелочности до pH 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 ксантогенатом. 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 %, дитиофосфатов – около 40 %. Подавители минералов пустой породы при флотации медных вкрапленных руд обычно не применяются. Но если в пуль-

пе повышенное содержание шламов, то в основную медную флотацию и в перечистки 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).

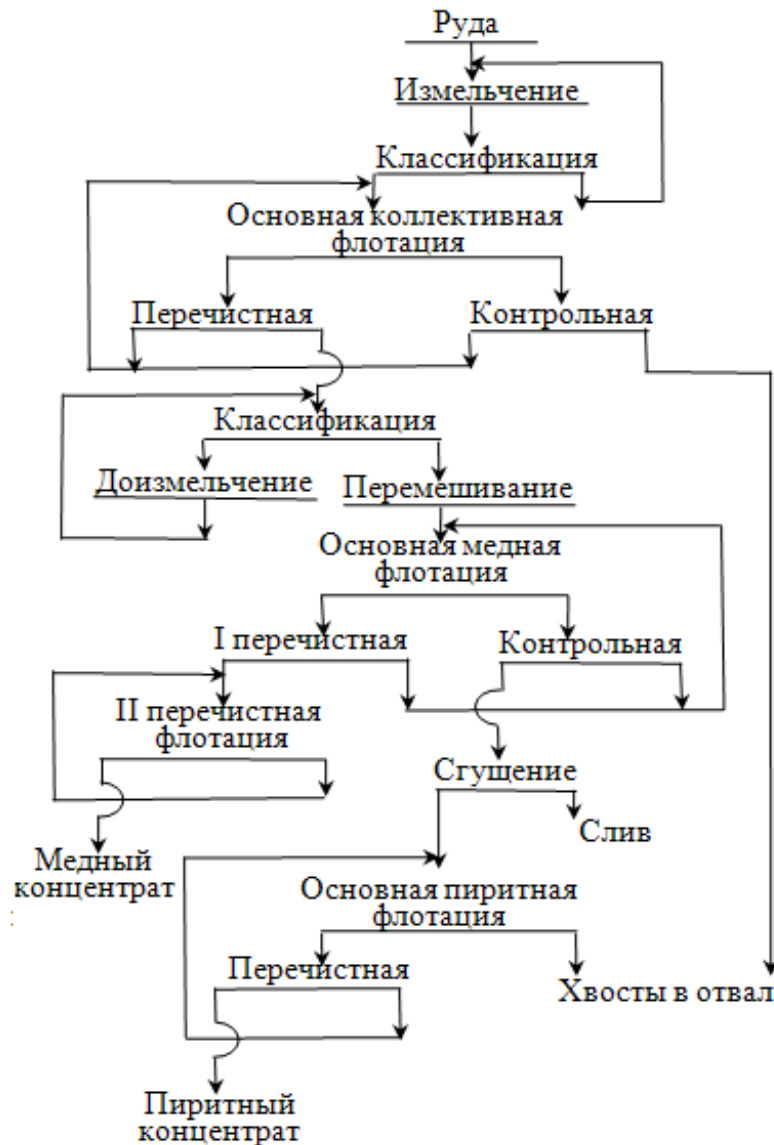


Рис. 29. Схема коллективно-селективной флотации медно-пиритных руд

По схеме *прямой селективной флотации* (рис. 30) руду перед медной флотацией измельчают сразу до 80–85 % класса –0,074 мм в целях максимального отделения медных минералов от пирита. Основная медная флотация осуществляется при pH 11–12 (концентрация свободной CaO 400–800 г/м³ пульпы) для подавления пирита. Для этой же цели можно также дополнительно подавать цианид и цинковый купорос. Медный концентрат для повышения качества перед перечистными операциями доизмельчается до 90–95 % класса –0,074 мм. Из хвостов медной флотации извлекается пиритный концентрат обычным методом. Если же в руде содержится магнетит, то он извлекается из хвостов

медной или пиритной флотации магнитной сепарацией при напряженности магнитного поля 65–80 кА/м.

Характерной особенностью руд Гайского месторождения является, во-первых, тонкое взаимное прораствание сульфидов меди с пиритом, во-вторых, наличие различных минералов меди, имеющих разную флотационную активность, и, в-третьих, резкие колебания содержания меди, что значительно осложняет технологию обогащения этих руд.

Схема обогащения на Гайской ОФ показана на [рис. 30](#). Медная вкрапленная руда Гайского месторождения перерабатывается на Гайской, Красноуральской, Среднеуральской, Карабашской, Турьивской и Пышминской обогатительных фабриках, где до 1976 г. из этих руд получали только медный концентрат. Затем на Гайской и Красноуральской фабриках была внедрена коллективно-селективная схема для получения медного и пиритного концентратов.

Основная медная флотация проводится с подачей ксантогената (40 г/т) и вспенивателя Т-66 (30 г/т). Грубый медный концентрат доизмельчается и дважды перечищается при щелочности пульпы 500–600 г/м³ свободной СаО. Хвосты дофлотации камерного продукта контрольной флотации представляют собой пиритный концентрат или пиритсодержащие хвосты (в зависимости от содержания пирита в исходной руде). Особенностью схемы является классификация промпродукта, слив которой направляется в основную медную флотацию, а пески – во II стадию измельчения. Получаемый по этой схеме медный концентрат содержит 19–20 % Cu при извлечении ее 88–89 %.

Сплошные сульфидные (колчеданные) руды, или медистые пириты, являются довольно трудным объектом для флотационного обогащения. Это объясняется непостоянством химического состава сульфидов меди и пирита, чрезвычайно тонкой вкрапленностью сульфидных минералов, тонким их взаимным прорастванием, склонностью вторичных медных сульфидов к переизмельчению.

При обогащении этих руд прежде всего должна быть решена основная задача рудоподготовки – достижение необходимой степени раскрытия минералов при минимальном ошламовании. Из-за тонкой и неравномерной вкрапленности сульфидов это реализуется использованием многостадийных схем измельчения и флотации. При флотации должна решаться задача эффективного отделения медных сульфидов от пирита. Достигается это использованием высокощелочной среды (рН 11–12 или 600–800 г/м³ и более свободной СаО).

Как правило, колчеданные руды при их добыче, хранении и измельчении хорошо окисляются. Поэтому в пульпе содержится большое количество растворимых соединений меди и железа, которые оказывают не только активирующее, но и подавляющее действие на пирит и медные минералы.



Рис. 30. Схема обогащения медных руд Гайского месторождения на Среднеуральской фабрике

Селективное разделение сульфидов меди и пирита может быть улучшено путем введения операции перемешивания пульпы перед флотацией, что способствует подавлению пирита и особенно пирротина благодаря образованию на них поверхностных устойчивых пленок гидроксида железа. Повышение качества медного концентрата при обогащении колчеданных руд достигается применением тонкого доизмельчения перед очистными операциями.

Сплошные (колчеданные) сульфидные руды перерабатывают по схеме прямой селективной флотации. Технологический режим флотации сульфидов меди и железа в этом случае тот же, что и коллективно-селективной схемы. При этом в основной и перечистных операциях медной флотации щелочность пульпы поддерживается на уровне $500\text{--}1\,000\text{ г/м}^3$ свободной CaO . Если в руде содержание пустой породы не превышает $10\text{--}15\%$, то хвосты контрольной медной флотации являются готовым пиритным концентратом, со-

держание серы в котором может быть повышено при классификации в гидроциклоне. Из пиритсодержащих хвостов медной флотации может быть выделен (при рН около 6–7) готовый пиритный концентрат.

Технологический режим селективной флотации сплошных руд осложняется наличием вторичных сульфидов меди, например «сажистого» ковеллина, легко шламующегося при измельчении. В этом случае применяются стадийные схемы флотации: в I стадии при грубом измельчении извлекаются вторичные сульфиды меди, а во II стадии – халькопирит. Следует также учитывать применение цианида для подавления пирита, который будет влиять на флотируемость вторичных сульфидов меди в широком диапазоне рН (7–11).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Чем определяется технология переработки сульфидных медных и медно-пиритных руд?
2. Какие операции включают схемы для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью?
3. Назовите отличия схемы для медных руд с неравномерной вкрапленностью.
4. Какие схемы применяются для руд с высоким содержанием первичных шламов? На каких фабриках используются такие схемы?
5. Какими преимуществами обладают схемы флотации медных руд с раздельной переработкой промпродукта?
6. Назовите основные особенности технологии обогащения молибденит-халькопиритовых руд с низким содержанием пирита. Назовите фабрики, перерабатывающие такие руды.
7. Опишите режим и особенности схемы коллективно-селективной флотации медно-пиритных руд.
8. Расскажите о схемах прямой селективной флотации медно-пиритных руд.
9. За счет чего достигается повышение качества медного концентрата при обогащении колчеданных руд?
10. Расскажите о технологии обогащения медистых песчаников на примере Джекказганской фабрики.

ЛЕКЦИЯ 13

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННЫХ И ОКИСЛЕННЫХ РУД. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

План лекции

- 13.1. Флотационные методы извлечения окисленных минералов [1, 5].
- 13.2. Комбинированные методы извлечения меди из смешанных и окисленных руд [1, 5].

13.1. Флотационные методы извлечения окисленных минералов

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 *легкообогащаемые* (основные медные минералы – малахит и азурит), *среднеобогащаемые* (содержащие оксиды и карбонаты) и *труднообогащаемые* (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 гидromеталлургические процессы.

Метод переработки смешанных и окисленных медных руд, основанный на *предварительной сульфидизации поверхности окисленных минералов меди*, пригоден лишь для легко- и среднеобогащаемых 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 показано, 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, которые образуются 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) подается 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 в результате большого расхода серной кислоты в этом случае руду перерабатывают по схеме с отдельной флотацией сульфидов меди и окислов.

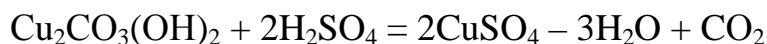
Примером может служить технология обогащения смешанных медных руд на фабрике «Сакатон» (США) производительностью 9 тыс. т/сут. Руда содержит 0,96 % Cu в виде халькозина, азурита, малахита и хризоколлы. После измельчения до крупности 50–55 % класса –0,074 мм руда направляется на сульфидную медную флотацию. 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.

13.2. Комбинированные методы извлечения меди из смешанных и окисленных руд

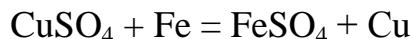
Для руд, содержащих большое количество меди в виде хризоколлы, куприта, алюмосиликатов, а также «связанную» медь, применяются комбинированные методы, включающие процессы гидро- и пирометаллургии и флотации. Среди этих методов наибольшее распространение получил *метод ВЦФ (выщелачивание – цементация – 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 %). 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 5 до нескольких десятков минут.

Цементная медь, полученная в пульпе, флотируется сульфгидрильными 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 ме-

тодом 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 характеризуются неравномерной вкрапленностью с прожилками.

Схема переработки такой руды представлена на [рис. 31](#). После измельчения до крупности 35–40 % класса –0,074 мм пульпа направляется на флотацию, хвосты которой, содержащие нефлотируемые медные минералы, подвергаются выщелачиванию.

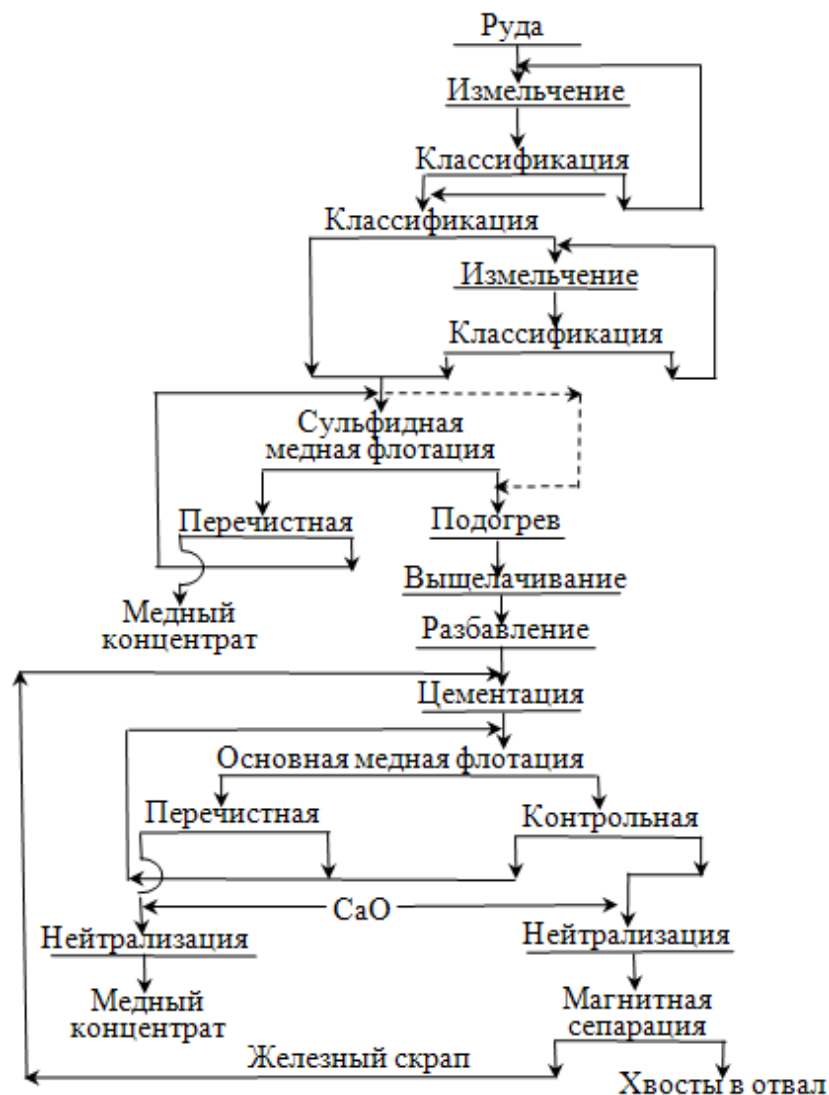


Рис. 31. Схема обогащения упорных окисленных медных руд

Выщелачивание (1 ч) проводится в контактных чанах с предварительным подогревом пульпы до 60 °С с подачей серной кислоты до pH 3,5–4,0. Цементация меди (15 мин) в пульпе осуществляется чугушной стружкой, после чего пульпа направляется на флотацию меди (при содержании твердого 32–38 %).

Непрореагировавшая стружка извлекается из хвостов контрольной флотации магнитной сепарацией.

Для окисленных упорных руд возможно также применение *схемы обогащения, по которой измельченная руда подвергается классификации на пески и шламы*. Пески, в которых содержатся в основном сульфидные минералы меди и легкофлотируемые 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 %.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Расскажите об особенностях вещественного состава окисленных и смешанных медных руд.
2. Назовите основной метод переработки смешанных и окисленных руд.
3. Какие реагенты применяются для сульфидизации поверхности окисленных минералов?
4. С чем связаны особенности сульфидизации сернистым натрием окисленных минералов меди?
5. Какой реагент улучшает процесс сульфидизации?
6. Какой метод применяют для руд, содержащих «связанную» медь?
7. В чем заключается сущность процесса ВЦФ?
8. Начертите схему обогащения упорных окисленных руд.

ЛЕКЦИЯ 14

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

План лекции

- 14.1. Кучное выщелачивание [1, 3, 4, 5].
- 14.2. Подземное выщелачивание [1, 3, 4, 5].
- 14.3. Чановый процесс [1, 3, 4, 5].
- 14.4. Комплексность использования сырья [1, 3, 4, 5].

14.1. Кучное выщелачивание

Кучное выщелачивание в настоящее время осуществляется на более чем 20 предприятиях России, США, Австралии, Испании и др. Этим методом добывается ежегодно более 280 тыс. т Cu/год. Содержание меди в выщелачиваемых отвалах колеблется от 0,5 (Бингам, США) до 2 % (Рам Джангл, Австралия).

Технология кучного выщелачивания меди заключается в следующем.

Бедную забалансовую руду после дробления укладывают на подготовленную площадку. Если старые отвалы подвергают выщелачиванию на естественном грунте, то вновь организуемые отвалы и кучи складывают перед выщелачиванием по заранее разработанной технологии. Сначала с площадки бульдозерами убирают растительный слой, затем утрамбовывают или укатывают поверхность. После этого укладывают водонепроницаемый слой из бетона, асфальта, смеси гудрона и хвостов обогащения и т.д. На предприятии «Бьютт» (США) этот слой, толщиной до 100 мм, состоит из шлака крупностью –25+12 мм. Иногда на очищенную поверхность насыпают песок слоем 250 мм, который затем покрывают пленкой полиэтилена толщиной 10 мм и опять насыпают слой песка толщиной 300 мм. Часто на дно отвала или кучи укладывают асбоцементные трубы с перфорированной поверхностью, которые укрывают деревянными настилами.

На подготовленную таким образом площадку насыпают слой руды крупностью 300 мм, что обеспечивает хорошую вентиляцию отвала в нижнем его слое. На крупные куски руды укладывают мелкий дробленый материал крупностью 30–10 мм, иногда из него отсеивают куски крупностью 5 или 8 мм для обеспечения хорошей проницаемости и аэрации кучи.

Высота кучи зависит от содержания в руде сульфидов, особенно пирита, способного самовозгораться. Для сплошных сульфидных руд высота кучи

не должна быть больше 6–9 м, при незначительном содержании сульфидов высота кучи может достигать 30–40 м и более. Ширина кучи у основания обычно равна 10–200 м, а длина – 100–800 м и более. Масса руды в таких кучах составляет сотни тысяч тонн.

На поверхности образованного таким образом отвала бульдозерами делаются канавы глубиной 0,5–1,2 м, через которые выщелачивающие растворы поступают в тело отвала или кучи. Выщелачивающие растворы содержат серно-кислотное окисное железо и серную кислоту при рН 1,9–2,5. Растворы после выщелачивания, пройдя через толщу кучи, собираются в дренажные канавы. Обычно они содержат 0,3–3,0 г/л Cu, 2–8 г/л Fe (в том числе 3–5 г/л Fe³⁺), 0,5–1,0 г/л шламов. Значение рН этих растворов составляет от 1,5 до 3,5. В растворах присутствуют тионовые бактерии, содержание которых в 1 мл может достигать 10⁵–10⁶ клеток.

Для интенсификации процесса выщелачивания иногда растворы в кучи подают через скважины, которые бурятся на глубину $\frac{2}{3}$ высоты кучи. В скважины вставляют трубы с отверстиями, через которые подаются растворы и которые иногда продувают сжатым воздухом для повышения проницаемости.

Большое значение при кучном выщелачивании имеет время орошения и просушки куч, которые орошаются периодически с интервалом 7–15 сут, что необходимо для аэрации и окисления сульфидов. Цикл выщелачивания длится 1–2 мес., после чего поверхность кучи сушат, снимают верхний слой высотой 500–900 мм и цикл выщелачивания повторяется.

Растворы выщелачивания, прошедшие через кучу, после удаления из них шламов в прудах-отстойниках направляются на установку для извлечения меди. Наиболее распространенный способ извлечения меди из растворов – цементация. Для этого процесса применяются простые устройства в виде желобов, чанов, ванн и цементаторов различных конструкций. При цементации используется губчатое железо, железный скрап, лом и т.п. Цементная медь обычно содержит 70–80 % Cu при извлечении ее из раствора 95–99 %. Остаточное содержание меди в растворах после цементации, которые направляются обратно на выщелачивание, не превышает 60 мг/л.

Для извлечения меди из растворов выщелачивания все более широкое распространение получают экстракционные методы с применением, например, реагента LIX-64N – комплексообразователя из класса оксимов.

В качестве примера организации кучного выщелачивания рассмотрим участок выщелачивания забалансовой руды на Балхашском ГМК ([рис. 32](#)).

Отвалы забалансовой руды имеют высоту 20 м и ширину у основания 70–80 м, площадь основания отвала составляет около 10 тыс. м². Угол естественного откоса отвалов равен 30–35°. Головной пруд этого отвала имеет глубину 2 м и вмещает 5 тыс. м³ раствора. Первые две части пруда являются отстойниками, а третья – смесителем.

Раствор после выщелачивания серно-кислотными растворами, содержащий около 1,5 г/л Cu, направляется сначала в пруд-отстойник, а затем на цементацию. Цементация проводится в барабанном цементаторе при расходе

железного скрапа 1,3–1,5 кг на 1 кг цементной меди. При продолжительности цементации 5–6 мин извлечение меди из раствора составляет 95 %, остаточная концентрация меди – 0,02 г/л. Получаемая цементная медь содержит 75–85 % Cu.

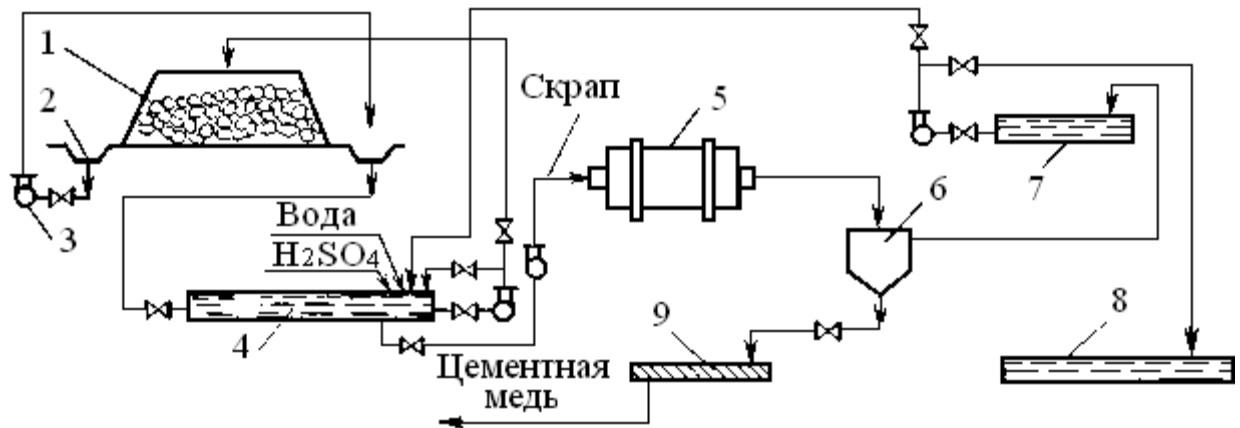


Рис. 32. Схема кучного выщелачивания забалансовых медных руд: 1 – отвал; 2 – дренажная канава; 3 – насосы; 4 – пруд-отстойник; 5 – барабанный цементатор; 6 – сгуститель; 7 – хранилище хвостовых растворов; 8 – испарительная площадка; 9 – площадка для сушки цементной меди

Растворы после извлечения меди направляются в сгуститель, слив которого перекачивается в хранилище хвостовых растворов и после регенерации трехвалентного железа до концентрации 3–4 г/л возвращается на орошение отвала. Суммарный расход серной кислоты при химическом выщелачивании составляет 5 кг на 1 кг извлекаемой меди, однако он может быть снижен до 0,6–0,8 кг при создании условий активной деятельности тионовых микроорганизмов.

Отвалы рудника Бингам (США) ежедневно пополняются на 200 тыс. т вскрышной забалансовой рудой, содержащей 0,3–0,5 % Cu. Общая масса руды, подвергаемой выщелачиванию в этих отвалах, достигает 220 млн т.

На поверхность отвала по трубопроводам, изготовленным из оливинилхлорида, стекловолокна или нержавеющей стали, подаются выщелачивающие растворы, содержащие FeSO_4 , $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, H_2SO_4 и имеющие pH 1,9–2,4. Общий объем раствора, подаваемого пятью насосными станциями, составляет 200 м³/мин. Одновременно орошается участок площадью 1 500 м². После выщелачивания растворы, содержащие 1,8 г/л Cu, поступают в конусные осадители, способные переработать до 38 тыс. м³ раствора в сутки. Получаемая цементная медь содержит 70–90 % Cu.

Растворы после цементации, содержащие до 0,12 г/л Cu, поступают на регенерацию в бассейны, где происходит бактериальное окисление двухвалентного железа до трехвалентного, а затем подаются 24 насосами на орошение кучи. Ежегодно этим методом на руднике добывается до 32 тыс. т меди, стоимость которой в 2–5 раз ниже стоимости меди, получаемой обычными методами.

14.2. Подземное выщелачивание

Подземное выщелачивание используется для получения меди и, особенно, урана из подземных выработок, заброшенных шахт и целиков. Принципиальная схема процесса подземного выщелачивания аналогична кучному. Разница заключается лишь в том, что выщелачивающие растворы при подземном выщелачивании подаются непосредственно в рудное тело через пробуренные с поверхности скважины; растворы, прошедшие через толщу руды, собираются в подземных выработках на одном из горизонтов, откуда насосами подаются на поверхность на цементационные установки.

Подземное выщелачивание, или бесшахтный способ разработки месторождений, обладает значительными потенциальными возможностями для увеличения производства меди и расширения ее промышленных запасов. Среди прочих преимуществ, характеризующих этот способ разработки месторождений меди, можно назвать низкие капитальные затраты, быструю окупаемость, минимальное воздействие на окружающую среду и повышенный уровень безопасности ведения горных работ.

При подземном выщелачивании большое значение приобретают горно-геологические условия месторождения и способ его подготовки к выщелачиванию. Это относится прежде всего к проницаемости рудного тела, подвергаемого выщелачиванию. При отсутствии естественной проницаемости она создается путем дробления руды с помощью обычного или ядерного взрыва.

Промышленные установки подземного выщелачивания меди работают на 11 предприятиях США («Минерал Парк», «Инспирэйшн», «Майами», «Олд-Рилайбл», «Зониа», «Рэй», «Бьютт», «Молли Гибсон», «Бин Майк», «Доу Кэмикэл», «Рув»), в Мексике («Кананеа»), Португалии («Сан-Доминго»), Японии («Тоучихата»), Югославии («Бар»). На крупнейшей подземной установке США «Молли Гибсон» ежегодно этим способом добывается 21,5 тыс. т меди; на руднике «Кананеа» (Мексика) – 11 тыс. т.

В «Баре» (Югославия) подземному выщелачиванию подвергаются старые выработки, в рудах которых содержится 1–3 % Cu, в основном представленной окисленными минералами меди. Выщелачивающий раствор имеет pH 1,6–1,7 при концентрации серной кислоты 1,2 г/л, что является также следствием интенсивного окисления сульфидов, особенно пирита, с участием микроорганизмов. Принудительное выщелачивание позволило увеличить содержание меди в растворах после выщелачивания с 0,5 до 2 г/л.

На шахте «Майами» (США) выщелачиванию подвергаются подземные заброшенные выработки через скважины, расположенные на площади 460 тыс. м². Выщелачивающий раствор при pH 2,4 через 3–4 нед. после подачи в скважины проходит через рудное тело. Раствор выщелачивания, содержащий 2 г/л Cu и 2 г/л Fe, собирается на горизонте 304 м, откуда подается

насосами на цементационную установку. Интервал между орошениями обычно составляет 3 мес. и прекращается в том случае, когда содержание меди в растворе выщелачивания снижается до 1,3 г/л. После удаления меди раствор опять направляется на орошение.

Общий расход серной кислоты на выщелачивание составляет 2,4 т, а расход железа на цементацию – 0,59–1,09 т на 1 т меди. Ежегодно на предприятии получают этим методом до 10 тыс. т меди.

14.3. Чановый процесс

Чановый процесс выщелачивания меди является сравнительно новым. Развитие его связано с необходимостью переработки хвостов обогатительных фабрик, содержание меди в которых иногда превышает ее содержание в перерабатываемой руде. Применяется этот метод также для окисленных медных руд.

Примером эффективного использования такого процесса является медный комбинат «Твин-Бьюттс» (США). Для переработки окисленных руд месторождения Твин Бьютте построена фабрика производительностью 10 тыс. т/сут. Окисленная медь (относительное содержание 90 %) представлена хризоколлой, теноритом, купритом. Вмещающие породы – известняки, кварциты и кварц.

Исходная руда после трехстадиального дробления ([рис. 33](#)) до крупности –13 мм измельчается при содержании твердого в пульпе 72 % в стержневых и шаровых мельницах до крупности 95 % класса –0,3 мм. После репульпации до 60 % твердого пульпа разделяется на два потока, один из которых поступает на кислотное выщелачивание, а другой используется для регулирования рН перед экстракцией.

Выщелачивание измельченной руды проводится в пяти чанах (размером 9,1x9,5 м) с механическим перемешиванием. Концентрированная (93,2 %-я) серная кислота подается в первый чан. Общее время выщелачивания составляет 5 ч. После выщелачивания в чанах пульпа, содержащая 50 % твердого, поступает на промывку в четыре сгустителя (диаметром 122 м), которая проводится рафинатом от экстракции. Сгущенный продукт после промывки направляется в отвал, а слив сгустителя после создания рН 1,5–2,0 и отделения твердых частиц направляется на экстракцию. Слив содержит 2,5 г/л Cu, 4–10 мг/л твердого и имеет температуру 20 °С.

Оптимальное значение рН (1,5–2,5) перед экстракцией поддерживается подачей в медьсодержащий раствор измельченной исходной руды. Экстракция меди осуществляется реагентом LIX-64N. Остаточная концентрация меди в растворе после экстракции составляет 0,08 г/л.

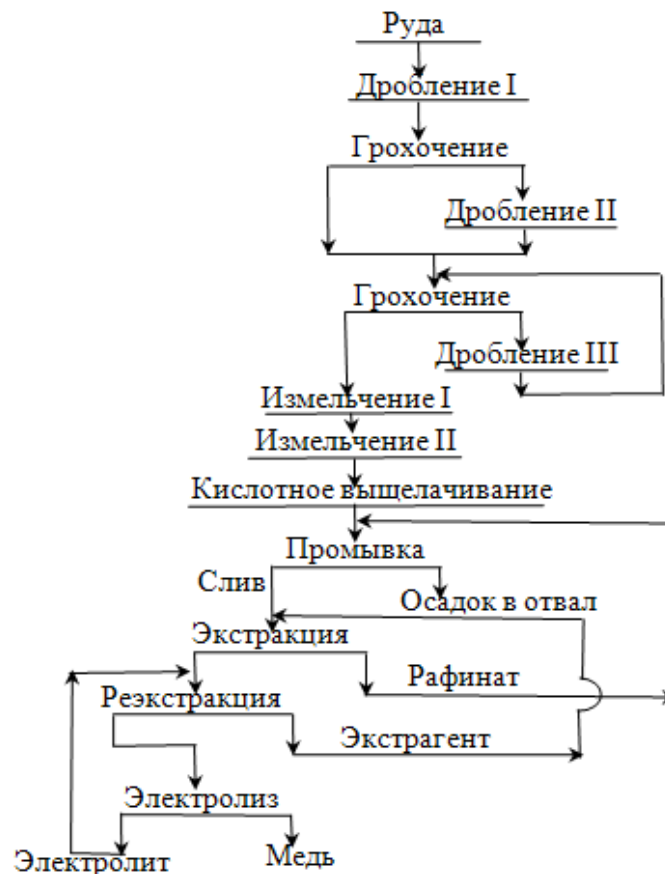


Рис. 33. Технологическая схема переработки окисленных медных руд на комбинате «Твин-Бьюттс» (США)

Реэкстракция меди из органической фазы осуществляется электролитом, содержащим 25 г/л Cu и 130 г/л H_2SO_4 . После реэкстракции раствор, содержащий 50 г/л Cu и 90 г/л H_2SO_4 , подается на электролиз.

14.4. Комплексность использования сырья

В медных, медно-пиритных и пиритных рудах часто содержится золото, и с их переработкой связана значительная часть добычи благородного металла.

В измельченных рудах золото находится как в свободном состоянии, так и в тесной связи с сульфидами меди и железа.

Количество свободного золота в рудах обычно невелико, однако извлечение его всегда оправдывает применение гравитационного обогащения. Особенно эффективным является улавливание свободного золота в цикле измельчения и классификации с помощью отсадочных машин, центробежно-гидравлических ловушек, щелевых (или струйных) концентраторов (устанавливаемых на песках классификатора, вместо пескового желоба, с уклоном $12-14^\circ$), флотационных камер с ловушкой для золота и короткоконусных гидроциклонов с углом конусности $90-140^\circ$ (устанавливаемых на сливе классификатора или песках обычного гидроциклона). Наиболее эффективны

в большинстве случаев сепараторы «Каннон», «Рейхерт», спиральные сепараторы.

Гравитационный цикл с заменой традиционных отсадочных машин и концентрационных столов концентраторами «Нельсон» (размером 760 мм) и столами был установлен для извлечения свободных частиц золота перед флотацией на фабрике «Ист Малартик», на которой перерабатывают массивную сульфидную руду, содержащую 7 г/т Au и 0,7 % Cu. Это сочетание обеспечило извлечение 90 % Au (против 10,8 % до замены) в концентрат, содержащий 85 % Au.

Концентрационные столы и гидравлические ловушки для извлечения золота в цикле измельчения в настоящее время не используют. Столы имеют низкую производительность, обладают недостаточной эффективностью при работе на грубом неклассифицированном материале, и их применение является часто причиной нарушения водного режима в цикле измельчения. Поэтому их обычно используют только в доводочных и перечистных операциях. Недостатками гидравлических ловушек являются сравнительно низкая способность улавливать мелкое золото, большая потребность в воде, легкая засоряемость железным скрапом.

На шлюзах с ворсистой поверхностью извлекают мелкое золото из промпродуктов, на кордеролевых шлюзах – из хвостов флотации и других продуктов. В цикле перечисток черновой концентрат пропускают через короткоконусный гидроциклон или щелевой шлюз (концентратор). В песках гидроциклона или концентрата шлюза концентрируются труднофлотируемые частицы золота (крупные зерна с покровными образованиями, пластинки с вкванными в их поверхность минералами породы, сростки и др.), с трудом перешедшие в черновой концентрат и легко теряемые при перечистках.

Технология обогащения сульфидных руд, включающая выведение части свободно вскрытого золота гравитационными методами в цикле измельчения, флотацию золота в медную головку с последующим гравитационным обогащением хвостов медной флотации, позволяет обычно существенно увеличить извлечение драгоценных металлов.

При обогащении золотосодержащих медных и медно-пиритных руд флотацией обычно выделяют золотомедный концентрат, из которого медь и золото извлекают при его плавке. Он может быть также переработан амальгамацией (если основная масса золота свободна), цианированием или обжигом и цианированием. Альтернативой традиционному обжигу являются бактериальное выщелачивание, окисление под давлением, слабощелочное цианирование.

Золотомедный концентрат получают или непосредственно из руды, подавая пирит и другие сульфиды железа, или по схеме с предварительным выделением коллективного золото-медно-пиритного концентрата и последующим разделением его на золотомедный и пиритный продукты. Причем для извлечения золота не применяют других реагентов, кроме тех, которые

необходимы для флотации медных минералов, поскольку флотационные свойства сульфидов золота и природного золота близки.

Улучшить флотацию золота можно посредством поддержания оптимального значения потенциала пульпы (от +200 до +300 мВ) с использованием золотого электрода, а также применения сочетания собирателей: ксантогената с аэрофлотом или высших ксантогенатов с низшими, поскольку использование смесей сульфгидрильных собирателей с различной длиной углеводородных цепей приводит к увеличению плотности их сорбции на поверхности золота.

Сочетание ксантогената со смесью дитиофосфатов с различной длиной углеводородных радикалов позволяет уменьшить содержание мышьяка в медном концентрате в два и более раз без снижения извлечения меди и благородных металлов.

Увеличение извлечения золота может быть достигнуто также посредством применения дополнительно к ксантогенату модифицированных уксусных кислот, реагента «Orfom-800», смеси меркаптана с имидозолином и пенообразователем, вульфенов или их производных, смеси алкилтионокарбаматов, эфиров алкоксихроtonовой кислоты и других новых реагентов.

Реагенты-собиратели часто подают в мельницу, чтобы уменьшить депрессирующее действие солей железа на флотируемость частиц свободного золота. Осаждение солей железа в виде гидроксидов еще до полного раскрытия золота из сростков достигается подачей соды в измельчение. Сода полезна также при флотации руд в жесткой воде, замедляющей флотацию сульфидов и золота. Для руд с высокой поглотительной способностью по отношению к ионам кальция в качестве регулятора рН можно использовать и известь, при этом подавления флотации свободного золота не наблюдается до рН 10,6.

Для повышения извлечения золота и меди из частично окисленных руд перед контрольной флотацией подают сернистый натрий (0,2–1,0 кг/т). Наиболее эффективным собирателем при этом является меркаптобензотиазол или смесь его с ксантогенатом. Потери золота с ошламованным пиритом сокращаются при стадийной флотации.

При переработке частично окисленных шламистых руд (например, на фабрике «Маунт Морген») проводят раздельную флотацию песков и шламов. Причем шламистую часть флотируют в кислой (естественной) среде (рН = 4,2), а песковую – в известковой. Причиной использования схемы с раздельной флотацией песков и шламов на данной фабрике, перерабатывающей халькопиритные золотосодержащие (4,25–6,5 г/т Au) руды (более 25 % пирита), является не только большое содержание шламов в руде, но и довольно высокая концентрация в них золота (в полтора раза больше, чем в песковой части руды). Получение двух медных концентратов, содержащих, соответственно, 25 и 15 % Cu, обеспечивает извлечение в них 93,6 % Cu и 92,3 % Au. Для подавления шламов часто используют жидкое стекло (100–300 г/т). Тальковые

шламы обычно подавляют крахмалом (до 100 г/т), однако все чаще депрессия легкофлотируемых минералов породы достигается загрузкой органических реагентов типа КМЦ, поскольку жидкое стекло и крахмал при больших расходах подавляют флотацию золота. В ряде случаев углистые сланцы подвергаются предварительной флотации с бутиловым и изоамиловым спиртами, диэтоксиэтаном, диэтоксибутаном и сосновым маслом (до 100 г/т). Флотация золотосодержащих руд в присутствии двухзамещенного фосфата натрия позволяет иногда сократить расход основных реагентов и улучшить технологические показатели флотации.

Повышению извлечения золота способствует сокращенное число перечистных операций или даже полное их отсутствие. Это обусловлено наличием в рудах труднофлотируемых частиц золота, которые, с трудом перейдя в концентрат, легко теряются в перечистках. Причем флотируемость золота ухудшается как при пониженном, так и при чрезмерно высоком расходе воздуха во флотационной машине. Свободное золото лучше флотирует в машинах пневматического типа.

Многократные перечистки неизбежны, если концентрат необходимо довести до кондиционного состояния по содержанию цветных металлов или по сере. Труднофлотируемые частицы золота в этих случаях извлекают из хвостов флотации или промпродуктов, используя многократные контрольные флотационные операции и гравитационное обогащение (например, на фабрике «Кемпбелл Чибугама»). Золотосодержащие труднофлотируемые зерна пирита также извлекают из хвостов флотации гравитационными методами.

Подавление пирита при флотации золотомедных руд или разделении коллективных золото-медно-пиритных концентратов осуществляют в содовоцианистой (например, на фабрике «Кемпбелл Чибугама») или известковоцианистой (например, на фабриках «Оджанкос» и «Пико Майнз») средах при значениях рН 9,4–10,5.

Характерный пример – технологическая схема и режим переработки золотомедных руд на Артемовской фабрике.

В результате обогащения получают три золотосодержащих гравитационных и два золотомедных флотационных концентрата, из которых первый является кондиционным по меди с содержанием ее более 9 %, а второй – товарным по меди с содержанием в нем 2,5–3,0 % Cu.

Повышение эффективности извлечения свободных частиц благородных металлов и ценных минералов-спутников возможно не только за счет широкого применения гравитационных аппаратов (в том числе специальной конструкции) и флотационных камер-ловушек в различных операциях циклов измельчения и флотации, но и использования специальных реагентособирателей. Так, например, подача карбамида (5–7 г/т) при флотации медных руд Джекказганского месторождения позволяет повысить извлечение серебра.

Сплошные медно-пиритные руды часто содержат золото и другие благородные металлы, значительная часть которых обычно связана с пиритом и

гораздо реже с пирротином. Поэтому из руд выделяют золотосодержащий пиритный концентрат, из которого золото извлекают цианированием. Отделить пирит от пирротина при этом важно не только потому, что с пирротином связано меньше золота, но и потому, что его присутствие приводит к чрезмерно большим расходам цианида при извлечении золота.

Вопросы и задания для самопроверки

1. На чем основан процесс выщелачивания?
2. В чем заключается подготовка площадки перед кучным выщелачиванием?
3. Как организуется рудная куча перед выщелачиванием?
4. Что применяют в качестве выщелачивающих растворов?
5. Что добавляют в растворы для ускорения процесса выщелачивания?
6. Нарисуйте и объясните схему кучного выщелачивания забалансовых медных руд.
7. Каков расход серной кислоты при выщелачивании?
8. Назовите преимущества подземного выщелачивания.
9. На каких предприятиях применяются промышленные установки подземного выщелачивания?
10. С чем связано использование чанового выщелачивания?
11. Для переработки каких руд используется чановое выщелачивание на фабрике «Твин-Бьюттс»?
12. Нарисуйте схему переработки окисленных медных руд на комбинате «Твин-Бьюттс».
13. Какие методы обогащения применяют с целью комплексного использования медных, пиритных и медно-пиритных руд?
14. Какие технологические решения используют с целью повышения извлечения золота из медных руд?

ЛЕКЦИЯ 15

МОЛИБДЕНОВЫЕ И МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫЕ РУДЫ. ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА

План лекции

- 15.1. Вещественный состав руд и флотационные свойства минералов [1, 3].
15.2. Типы месторождений [1, 3].

15.1. Вещественный состав руд и флотационные свойства минералов

Молибден относится к группе редких металлов, мало распространен в земной коре. Его кларк, по А.П. Виноградову, равен $1,7 \cdot 10^{-4} \%$ (1,7 г/т). В условиях земной коры молибден обладает большим сродством к сере и значительно меньшим – к кислороду.

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. 9): молибденит, повеллит, ферримолибдит (молибдит), вульфенит. Причем мировая добыча молибдена примерно на 98 % осуществляется за счет молибденита.

Таблица 9

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. 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 достаточно небольших загрузок аполярного собирателя. При этом флотационная активность аполярного собирателя обычно тем выше, чем больше содержание в нем непредельных соединений и ароматических углеводородов, чем лучше он эмульгирован и чем выше исходная гидрофобность флотируемых частиц. Исходная гидрофобность, определяемая соотношением гидрофобных и гидрофильных участков на поверхности молибденита, зависит, в свою очередь, от крупности его кристаллизации, совершенства кристаллических форм, степени измельчения и окисления, характера включений пустой породы.

Под действием растворенного кислорода воздуха поверхность молибденита несколько окисляется и смачиваемость его водой улучшается. Основным продуктом окисления является гидратированный триоксид молибдена ($\text{MoO} \cdot \text{H}_2\text{O}$), образующийся по краям незавершенных плоскостей роста и торцевым участкам кристаллов. При значительной доле активно взаимодействующих с водой окисленных участков на поверхности средняя гидрофобность частиц становится невысокой. Для гидрофобизации полярных участков необходима добавка гетерополярных реагентов, роль которых при флотации сульфидных руд выполняют сульфгидрильные собиратели.

Вследствие высокой природной гидрофобности молибденита, резко отличающейся от гидрофобности сопутствующих минералов, при флотации его с аполярными собирателями в слабощелочной среде (рН 8,0–8,5) достигается высокое извлечение молибдена (95 %), несмотря на низкое содержание в исходной руде.

Предварительная обработка молибденита аполярным реагентом уменьшает адсорбцию анионных собирателей, которые десорбируются с поверхности молибденита ионами OH^- , HS^- и S^{2-} при высокой их концентрации.

Подавителями молибденита являются крахмал, декстрины 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 соби-

рателя 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, сорбция декстрина на молибдените протекает по механизму физической адсорбции. Достаточная прочность закреплении его на поверхности при этом является следствием значительной величины свободной энергии адсорбции, составляющей 5,4 ккал на 1 моль мономера декстрина.

Декстрин служит 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 депрессии молибденита декстрином или крахмалом, подвергается низкотемпературному обжигу для удаления собирателя с его поверхности. Флотируемость молибденита довольно резко ухудшается тонкими шламистыми частицами слоистых алюмосиликатов (сланцев, талька, бентонитовых глин и др.), обладающих гидрофобностью по плоскостям спайности, и гидрофобизированными шламами сульфидных минералов (например, халькопирита).

Депрессорами молибденита являются также красители с несколькими группами $-N=O$, $-N=NH$, $-OH$, $-NH_2$, $-NHR$ и некоторые другие реагенты. Однако гораздо чаще при селективной флотации молибденита и депрессии других сульфидных минералов. Эффективная депрессия сульфидных минералов меди, особенно вторичных, может быть достигнута в присутствии феррицианида калия (красной кровяной соли).

Повеллит – продукт окисления молибденита, встречается в зоне окисления вместе с молибденитом, часто в виде поверхностной пленки (налета) на нем. В вольфрамо-молибденовых месторождениях повеллиту сопутствуют шеелит и молибдошеелит.

Повеллит флотируется жирными кислотами и их солями в щелочной среде. В качестве регуляторов флотации применяют соду и жидкое стекло. При достаточно высоком содержании повеллита его извлекают из хвостов сульфидной флотации.

Наличие кальциевых минералов в руде (флюорит, апатит, кальцит и др.), которые также хорошо флотируются жирными кислотами, затрудняет получение богатых повеллитовых концентратов. Из вольфрамо-молибденовых

руд повеллит извлекается совместно с шеелитом в виде коллективного концентрата, который подвергается гидрометаллургическому разделению.

Ферримолибдит встречается в верхних горизонтах зоны окисления молибденовых месторождений. Он является продуктом окисления молибденита в присутствии железосодержащих окислов и гидроокислов («железная шляпа» месторождений). Ферримолибдит отлагается в трещинах и зонах выщелачивания.

Вследствие содержания в кристаллической решетке ферримолибдита оксидов железа и его тесной связи с лимонитом и железистыми охрами флотационным методом этот минерал извлекается значительно труднее, чем повеллит. При флотации ферримолибдита жирными кислотами в содовой среде получают концентраты, содержащие менее 1 % Мо, которые перерабатываются гидрометаллургическими методами.

Вульфенит хорошо извлекается гравитационными методами, так как имеет большую плотность – 6,8 г/см³. В промышленных рудах встречается в зонах окисления свинцово-цинковых и молибденовых месторождений. В последнее время утратил свое промышленное значение.

15.2. Типы месторождений

Мировое производство молибдена осуществляется преимущественно из собственно молибденовых, медно-молибденовых и молибдено-вольфрамовых руд. Генетически месторождения молибдена разделяются на гидротермальные, скарновые и пегматитовые. По существующей классификации промышленное значение имеют следующие месторождения: жильные, скарновые, а также штокверковые.

К *жильным месторождениям* относятся кварц-молибденитовая, кварц-вольфрамит-молибденитовая и кварц-молибденит-серицитовая формации. Месторождения последней формации существуют в России, Норвегии, Канаде, США. Кроме молибденита и кварца, в этих рудах содержатся вольфрамит (гюбнерит, ферберит), пирит, халькопирит и др.

Скарновые месторождения в основном комплексные, они могут содержать молибден, вольфрам, олово, медь, цинк, висмут и др. В СНГ к ним относятся Тырнаузское, Чорух-Дайронское, Майхуринское и др. Вольфрам в этих рудах присутствует в виде шеелита.

Штокверковые месторождения делятся на собственно молибденовые, медно-молибденовые и вольфрамо-молибденовые. В СНГ это месторождения медно-молибденовых руд, при обогащении которых обычно получают медные и молибденовые концентраты. Эти руды содержат сульфиды (пирит, молибденит, халькопирит, борнит и др.) и пронизаны тонкими прожилками кварца.

К медно-молибденовым месторождениям СНГ относятся Коунрадское, Алмалыкское, Бошекульское, Каджаранское, Агаракское, Сорское и др. Из зарубежных месторождений можно отметить Медет (Болгария), Бингем (США),

Чукикамата (Чили), Бренда, Лорнекс (Канада) и др. В порфировых медно-молибденовых рудах молибден ассоциирует с халькопиритом и пиритом.

К собственно молибденовым месторождениям относятся Богадинское, Мачкатица, а также крупнейшее в мире месторождение Клаймакс, в котором сосредоточено более половины запасов молибдена капиталистических стран.

Молибденовые и медно-молибденовые руды делятся по содержанию в них окисленных форм молибдена на сульфидные (менее 10–12 %), смешанные (10–20 %) и окисленные (более 20 %).

В СНГ добыча молибденовых концентратов осуществляется из штокверковых (60 %), скарновых (20 %) и жильных (20 %) месторождений, хотя основные запасы сосредоточены в скарновых месторождениях. В капиталистических странах основная добыча осуществляется из руд штокверковых месторождений (около 70 %) и в меньшей степени – из жильных и скарновых.

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).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите основные минералы молибдена.
2. Чем обусловлена высокая естественная гидрофобность молибденита?
3. Назовите типичные собиратели для молибденита.
4. Какова роль сульфгидрильных собирателей при флотации сульфидных молибденовых руд?
5. Расскажите о поведении молибдена при флотации анионными собирателями.
6. Назовите подавители флотации молибденита.
7. Расскажите об особенностях повеллита, ферримолибдита, вульфенита и о путях их извлечения.
8. Как классифицируются месторождения молибденита?
9. Чем определяется промышленная ценность месторождений штокверкового типа?
10. Назовите основные месторождения молибдена.
11. Как классифицируются молибденовые и медно-молибденовые руды по содержанию в них окисленных форм молибдена?
12. Как распределяются запасы по типам месторождений в СНГ и других странах?
13. Какое содержание в руде считается промышленным?

ЛЕКЦИЯ 16

РЕЖИМЫ ПОЛУЧЕНИЯ И РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ РУД

План лекции

- 16.1. Флотация медно-молибденовых руд [1, 3, 5].
- 16.2. Разделение медно-молибденовых концентратов [1, 3, 5].

16.1. Флотация медно-молибденовых руд

Молибденовые и медно-молибденовые руды обогащаются исключительно флотацией. При наличии в этих рудах других ценных минералов (вольфрамит, касситерит, монацит и др.) применяются гравитация, магнитная сепарация (например, на фабрике «Клаймакс», США). Первичная флотация сульфидов молибдена и меди из руд не представляет затруднений, но доводка черновых концентратов и разделение коллективных медно-молибденовых продуктов для получения отдельных кондиционных концентратов требуют хорошего знания всех технологических приемов обработки и разделения их обогатительными, химическими и металлургическими методами. При наличии в руде или в коллективных концентратах окисленных форм молибдена и меди процесс разделения еще больше усложняется.

Сульфидные молибденовые руды относятся к наиболее легко обогатимым. Руды содержат незначительное количество сульфидов тяжелых металлов, молибденит в них тесно ассоциирует с кварцем и вкраплен очень неравномерно, что требует использования 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.

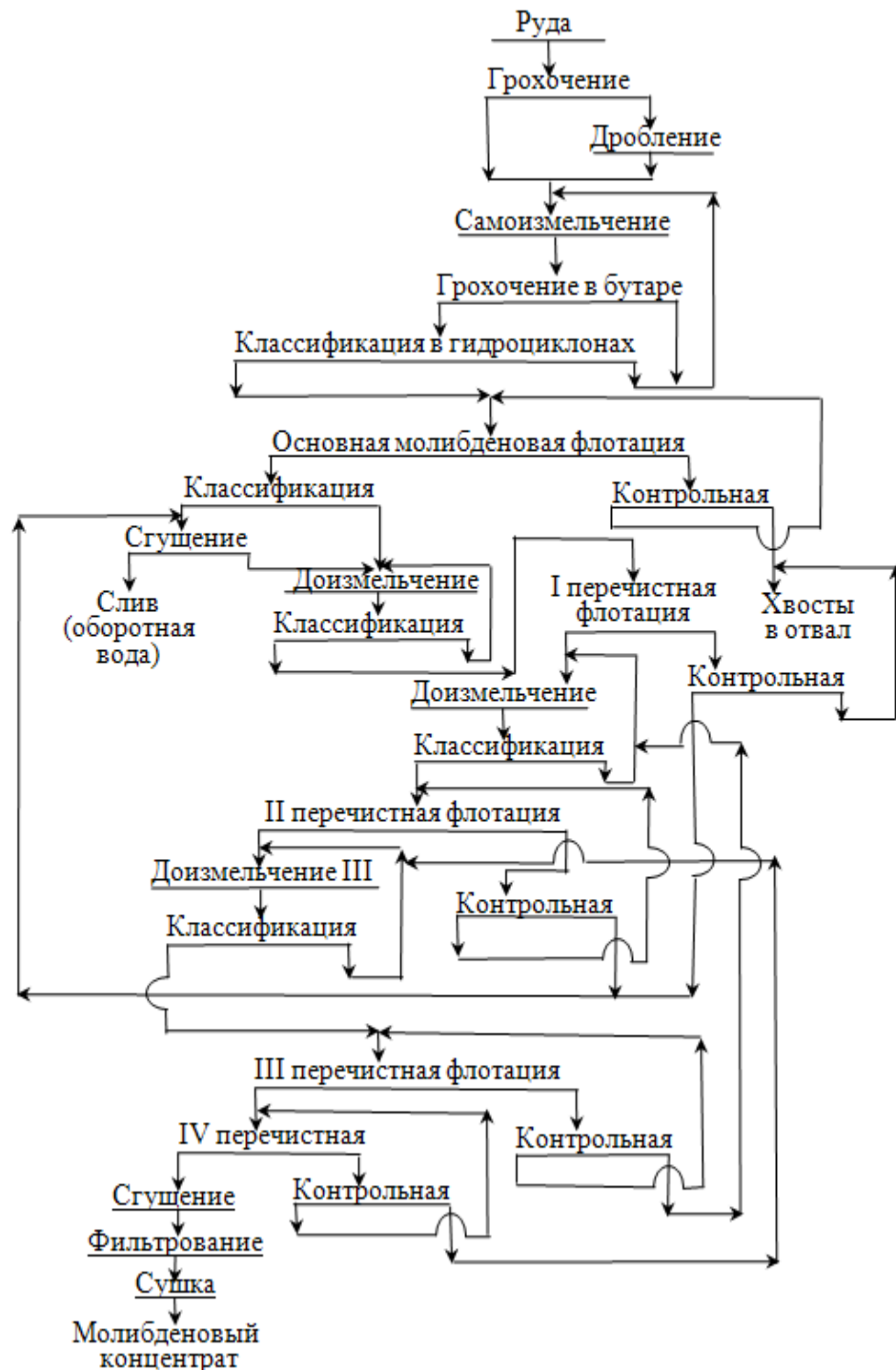


Рис. 34. Схема обогащения сульфидной молибденовой руды на фабрике «Гендерсон» (США)

Фабрика «Гендерсон» компании «Клаймакс молибденум Ко» (шт. Колорадо, США) 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).

Исходная руда после одностадиального дробления (рис. 34) в конусной дробилке (1 370 мм) до 300 мм поступает на измельчение в три мельницы самоизмельчения типа «Каскад» (8,85x4,27 м), работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

После измельчения до 65 % класса $-0,147$ мм (40 % класса $-0,074$ мм) руда поступает на молибденовую флотацию, в цикле которой после основной и контрольной флотации выделяются отвальные хвосты. Черновой молибденовый концентрат поступает на доводку, включающую три операции доизмельчения и четыре перечистные операции. Особенностью схемы является включение контрольных операций во всех перечистных циклах флотации с возвратом полученных продуктов. Флотация молибденита осуществляется аполярными реагентами, а пустая порода подавляется жидким стеклом.

16.2. Разделение медно-молибденовых концентратов

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 следующие методы разделения коллективных медно-молибденовых концентратов.

Пропарка в среде сернистого натрия. Сернистый натрий (3–5 кг/т коллективного концентрата) подают в перечистные операции, а хвосты перечистки поступают в начало основной молибденовой флотации, что обеспечивает поступление реагента по всему фронту флотации. В условиях «паровой» флотации молибденита сульфиды меди и пирит депрессируются. Температура процесса 80–90 °С создается «острым» паром непосредственно во флотационных машинах.

Замечено, что при нагреве пульпы до 80–90 °С резко усиливается десорбция собирателя сернистым натрием со всех сульфидов, кроме молибденита (и повеллита). Это объясняется более замедленным окислением (разложением) сернистого натрия, так как в условиях «паровой» флотации 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 флотированность его наиболее мелких частиц. Для увеличения количества газов, выделяющихся из раствора, в пульпу вводят 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).

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 СаО 800–1 000 г/м³. После пропарки пульпа поступала в отдельный чан для разбавления свежей водой до 20–27 % твердого. Содержание свободной СаО 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 подается (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 вводятся цианиды.

Если содержание молибдена в коллективном концентрате составляет около 0,1 %, то после селективной флотации в готовом молибденовом концентрате оно было не ниже 40 %.

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.

Подавление сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия NaHS, сульфидом аммония (NH₄)₂S или гидросульфидом аммония NH₄HS, применяемое самостоятельно или в сочетании Na₂S с NaHS и NaHS с (NH₄)₂S 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 применяется также на фабриках «Миши» и «Айленд» (Канада).

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

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 применяется при селекции медно-молибденового концентрата на фабрике «Лорнекс» (Канада).

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.

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).

Подавление молибденита органическими коллоидами (крахмал, декстрин) *и флотация сульфидов меди.* Этот метод применяется 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 его подавление 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 флоатируется медный концентрат в известковой среде (рН 11,5–12,0) для подавления пирита. Перечистают 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 флоатируют 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 сочетания 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 – в разжиженной, плотность которой непрерывно уменьшается; в последних перечистках содержание твердого может достигать 3–5 %. При большем 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 находит применение хлорное и аммиачное выщелачивание молибденовых концентратов. При хлорном выщелачивании с подогревом, которое используется на фабрике «Бренда» (Канада), содержание меди и свинца в молибденовом концентрате снижается, соответственно, на 0,07 и 0,05 %.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Какой тип молибденовых руд относится к труднообогатимым?
2. С чем связана многостадийность схем измельчения и флотации сульфидных молибденовых руд?
3. Назовите крупность основной флотации и последних перечисточных операций.
4. Сколько перечисток требуется для доведения концентрата основной флотации до кондиции?
5. В какой среде происходит флотация молибденита?
6. Какие реагенты используются при флотации сульфидных молибденовых руд? Назовите их расходы.
7. Почему молибденовые циклы имеют большое число перечисток?
8. Приведите пример фабрики, перерабатывающей сульфидные молибденовые руды, расскажите о ее особенностях.
9. По какой схеме обычно перерабатываются медно-молибденовые руды?

10. Назовите два пути разделения медно-молибденовых концентратов.
11. Перечислите способы селекции коллективных медно-молибденовых концентратов.
12. На каких фабриках и с какой целью применяются реагент «Ноукс»?
13. Расскажите о назначении реагента «Анимол Д».
14. В каком случае и на каких фабриках используется низкотемпературный обжиг с целью повышения качества молибденового концентрата?
15. Когда применяются открытые схемы флотации?
16. Объясните назначение всех операций сгущения в схемах переработки медно-молибденовых руд.
17. Начертите схемы обогащения медно-молибденовых руд и обоснуйте реагентные режимы.
18. С какой целью применяется пропарка коллективного медно-молибденового концентрата? Расскажите об условиях пропарки.
19. Назовите фабрики, на которых применяется пропарка.
20. Объясните назначение «паровой» флотации.
21. Назовите реагентный режим депрессии сульфидов меди и железа без пропарки, применяемый на фабриках Канады.
22. Перечислите все способы подавления сульфидов железа и меди.
23. Расскажите о способе разделения медно-молибденового концентрата с подавлением молибденита. На каких фабриках США он применяется?

ЛЕКЦИЯ 17

СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МОЛИБДЕНА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

План лекции

- 17.1. Флотация повеллитовых руд [1, 3].
- 17.2. Флотация ферримолибдитовых руд [1, 3].
- 17.3. Комплексность использования сырья [1, 3].

17.1. Флотация повеллитовых руд

Основные окисленные минералы молибдена – повеллит и в меньшей степени ферримолибдит. При наличии повеллита в сульфидных молибденовых или медно-молибденовых рудах его можно флотировать вместе с молибденитом, получая сульфидно-окисленный молибденовый концентрат, или флотировать повеллит из хвостов сульфидной, молибденовой или медно-молибденовой флотации.

В первом случае собиратель повеллита – олеиновую кислоту или другие жирные кислоты – подают в пульпу вместе с керосином и другими собирателями молибденита. Во втором случае жирные кислоты подают в повеллитовую флотацию, проводимую в щелочной (содовой) среде. Для подавления пустой породы вводят жидкое стекло. Окисленный с поверхности молибденит – повеллитизированный молибденит извлекается вместе с повеллитом.

Содержащиеся иногда в руде или хвостах молибденитовой флотации другие кальциевые минералы (кальцит, флюорит, апатит), а также серицит и тальк флотируются вместе с повеллитом и тем усложняют перечистку и получение богатых повеллитовых концентратов.

Пенообразователем при флотации повеллита может быть олеиновая кислота (олеат натрия), обладающая собирательными и пенообразующими свойствами. Обычно во флотацию добавляют сосновое масло или ксиленол. Часто собиратель применяют в виде смеси (эмульсии) жирных кислот и аполлярных реагентов при соотношении от 1:1 до 1:2, что позволяет дополнительно извлечь молибденит и получить более тонкую эмульсию олеиновой кислоты. Это обеспечивает более эффективное ее использование и повышение извлечения повеллита.

При флотации сульфидно-окисленной молибденовой руды Восточно-Коунрадского месторождения флотацию окисленного молибдена проводят из хвостов сульфидной флотации. Руды Восточно-Коунрадского месторождения сложены кварцем, серицитом и полевым шпатом. Они содержат молибденит, повеллит, пирит, флюорит и др. Месторождение разрабатывается подземным способом, крупность максимального куска руды составляет 350 мм. На молибденовой фабрике руда дробится в две стадии до –25 мм, измельчается в две стадии в шаровых мельницах до 60 % класса –0,074 мм и поступает на основную сульфидную молибденовую флотацию. Концентрат после I переречистки и доизмельчения до 90 % класса –0,074 мм поступает на II переречистную флотацию.

Из хвостов II переречистой флотации извлекают пиритный концентрат, который присоединяют к хвостам основной сульфидной флотации. Молибденовый концентрат II переречистой флотации сгущают, подвергают пропарке и 3 раза переречищают. Полученный сульфидный концентрат содержит 50–52 % Мо при извлечении 92–94 % от содержания сульфидного молибдена в руде.

В основную сульфидную флотацию подается сода до pH около 8; 250 г/т керосина; 40 г/т вспенивателя Т-66. В I переречистную флотацию – 90 т/г жидкого стекла, во II переречистную – 1 100 г/т сернистого натрия и 90 г/т жидкого стекла. Пропарка концентрата II переречистой флотации проводится при 80 °С в течение 30–40 мин с жидким стеклом. В III переречистную флотацию подают 300 г/т сернистого натрия; в IV и V переречистные – 300 и 220 г/т сернистого натрия соответственно.

Хвосты основной сульфидной флотации подвергаются контрольной молибденовой флотации, концентрат которой возвращается в основную флотацию, а хвосты (содержащие 0,01–0,02 % Мо) направляются на основную окисленную молибденовую флотацию. В последнюю подается 80 г/т олеиновой кислоты, 500 г/т жидкого стекла и 180 г/т керосина.

Концентрат окисленной флотации после I переречистки сгущается и пропаривается при 85 °С в течение 30–40 мин с жидким стеклом (1 300 г/т; концентрация 3–5 %), фильтруется для удаления десорбированных реагентов, разбавляется свежей водой и подвергается трем переречисткам с добавлением собирателя.

Пропарка с жидким стеклом, особенно при флотации шламистой руды, содержащей серицит, способствует повышению качества концентратов, так как происходит подавление кварца, кальцита и флюорита (в результате селективной десорбции собирателя с поверхности минералов), и пептизации шламов.

В результате флотации окисленного молибдена получают бедный (некондиционный) концентрат, содержащий 8–15 % Mo, до 6 % S и более 30 % Ca. Далее его обжигают и направляют на гидрOMETаллургическую переработку для получения товарного молибдата кальция.

Наличие в руде большого количества кальцийсодержащих минералов (кальцита, флюорита и др.) и ионов кальция в пульпе снижает селективность флотации и активность олеиновой кислоты. Олеиновая кислота при взаимодействии с этими ионами образует труднорастворимые олеаты кальция и перестает действовать как собиратель. Для перевода олеиновой кислоты из молекулярной формы в ионную ее нужно омылять в щелочной среде или применять вместо нее олеат натрия.

Применение в качестве собирателя олеата натрия, диспергированного алкилсульфатом (10–15 г/т), значительно улучшает технологические показатели флотации. Кальциевые соли алкилсульфатов более растворимы в воде, чем кальциевые (и магниевые) мыла жирных кислот, и способны диспергировать свежеобразовавшиеся кальциевые мыла органических кислот.

17.2. Флотация ферримолибдитовых руд

Флотация ферримолибдитовых руд представляет собой сложную задачу, так как ферримолибдит находится обычно в аморфном, разрыхленном тонкодисперсном состоянии, содержит гидроокислы железа и сильно шламуется. Ферримолибдитовые руды располагаются, как правило, в верхних горизонтах окисленных молибденовых и медно-молибденовых руд.

Типичным представителем таких руд является Сорское штокверковое медно-молибденовое месторождение, где в верхних горизонтах («железная шляпа») значительная доля молибдена приходится на ферримолибдит. В более глубоких горизонтах месторождения залегают сульфидные руды, содержащие молибденит, халькопирит, пирит, ковеллин, халькозин и ферримолибдит.

Пустая порода представлена обычно кварцем, полевыми шпатами; присутствуют серицит, каолин, лимонит и др. Ферримолибдит в основном заполняет пустоты выветривания в полевых шпатах. Наравне с крупными частицами ферримолибдит часто находится в дисперсной смеси с каолином или серицитом или окружен сплошной пленкой лимонита.

Если теоретическое отношение Fe_2O_3 к MoO_3 в минерале равно 1:2,7, то на практике в рудах это отношение в ферримолибдитах изменяется от 1:3,8 до 1:4,6.

При переработке смешанных сульфидно-окисленных молибденовых руд ферримолибдит извлекают обычно жирными кислотами в щелочной среде из хвостов флотации сульфидного молибдена. Так, Иргиредмет предложил

осуществлять флотацию окисленных минералов из руд Сорского месторождения в плотной пульпе (35 % твердого) с олеиновой кислотой (1,5 кг/т) в содовой среде (до 6 кг/т соды) при рН около 10,5. Во флотацию подают сосновое масло (0,1 кг/т) и керосин (1,5 кг/т). В результате основной и контрольной флотации руды получен молибденовый концентрат, содержащий около 9,2 % Мо при извлечении 71 %.

Высокий расход олеиновой кислоты вынудил изыскивать более дешевые заменители. В частности, были изучены следующие собиратели для флотации ферримолибдита из сорских окисленных и смешанных руд: соапсток, мылонафт, асидол, контакт Петрова, окисленный керосин, окисленный парафин, окисленный рисайкл, окисленное дизельное топливо и др.

Наиболее высокие показатели были достигнуты с соапстоком при расходе его около 4 кг/т, соды – 1–2 кг/т, керосина – 1,6 кг/т; рН пульпы составлял 9,0–9,5. После двух перечистных и одной контрольной флотации получен концентрат, содержащий до 0,3–0,4 % Мо (степень обогащения 6–7) при извлечении 66–79 %. Соапсток в 3 раза дешевле олеиновой кислоты, он содержит до 62 % жира и жирных кислот.

Испытан и проверен на промышленной фабрике другой заменитель олеиновой кислоты – окисленный петролатум, являющийся отходом производства при получении высококачественных смазочных масел из нефти. Продукты окисления петролатума состоят из высокомолекулярных твердых жирных кислот типа карбоновых. В промышленности его применяют как эмульгатор. При флотации необходимо использовать соду (2–3 кг/т) для омыления окисленного петролатума. Оптимальное значение рН пульпы при флотации составляет около 9,5. Для предотвращения обильного пенообразования при флотации применяется керосин (30–500 г/т).

При измельчении руды до 60 % класса –0,074 мм после основной, контрольной и перечистой флотации получен концентрат, содержащий 0,4–0,6 % Мо при извлечении до 60 %. Суммарное извлечение в сульфидный и окисленный концентраты достигает 80 %.

Приведенные данные показывают, что при флотации ферримолибдитовых руд можно получать только бедные некондиционные концентраты, которые целесообразно перерабатывать гидрометаллургическим путем.

17.3. Комплексность использования сырья

Примером комплексности использования сырья является фабрика «Клаймакс». Эта фабрика (шт. Колорадо, США), работающая с 1918 г., является крупнейшей в мире по производству молибденовых концентратов; ее производительность 45 тыс. т руды в сутки, она обеспечивает до 50 % и более мирового производства молибдена. Содержание в руде молибдена колеблется от 0,3 до 0,8 %; пирита – около 3 %, вольфрамита, касситерита и монацита – сотые доли процента каждого. Однако, учитывая высокую производительность фабрики и большую ценность вольфрама, олова и редкоземельных элементов, их извлекают (а также пирит) из хвостов молибденовой флотации.

Минералы породы представлены кварцем, ортоклазом, серицитом. Основной молибденовый минерал – молибденит; около 10 % Мо находится в форме повеллита и ферримолибдита. Эти минералы вкраплены неравномерно, поэтому основная флотация (рис. 35) проводится при сравнительно крупном измельчении (45 % класса +0,15 мм), а после III стадии доизмельчения грубого концентрата последние III и IV перечистки осуществляются при крупности 100 % класса –0,044 мм. Дробление руды – трехстадиальное.

Собиратель молибденита – трансформаторное масло (500 г/т) – подают в шаровые мельницы, для извлечения окисленных форм молибдена подают жирные кислоты (9 г/т), пенообразователем служит сосновое масло (23 г/т). Для подавления пирита добавляют цианиды (15 г/т), основную флотацию проводят в содовой среде при pH 8,3. Для подавления халькопирита и галенита добавляют реагент «Ноукс», обработанный едким натром (до 20 г/т в основную флотацию и до 15 г/т в доизмельчение концентрата).

Хвосты молибденовой флотации (их выход равен 96 % от исходной руды) обесшламливают; шламы сбрасываются в отвал, а пески обогащают на винтовых сепараторах для получения коллективного концентрата тяжелых минералов. Легкая фракция (хвосты) сбрасывается в отвал, а из тяжелой фракции (концентрата) флотацией получают пиритный концентрат, содержащий до 50 % S.

Из хвостов пиритной флотации обогащением на столах получают коллективный концентрат (вольфрамит, касситерит и монацит), из которого флотируют аминным (катионным) собирателем монацит при подавлении вольфрамита и других минералов крахмалом. Из хвостов монацитовой флотации, содержащих 40–45 % трехокси вольфрама, на магнитном сепараторе извлекают вольфрамит; из немагнитной фракции обогащением на столах получают оловянный концентрат.

Оловянный концентрат содержит 35 % Sn; вольфрамитовый – до 68 % трехокси вольфрама; молибденовый – 54 % Мо при извлечении не менее 96 %.

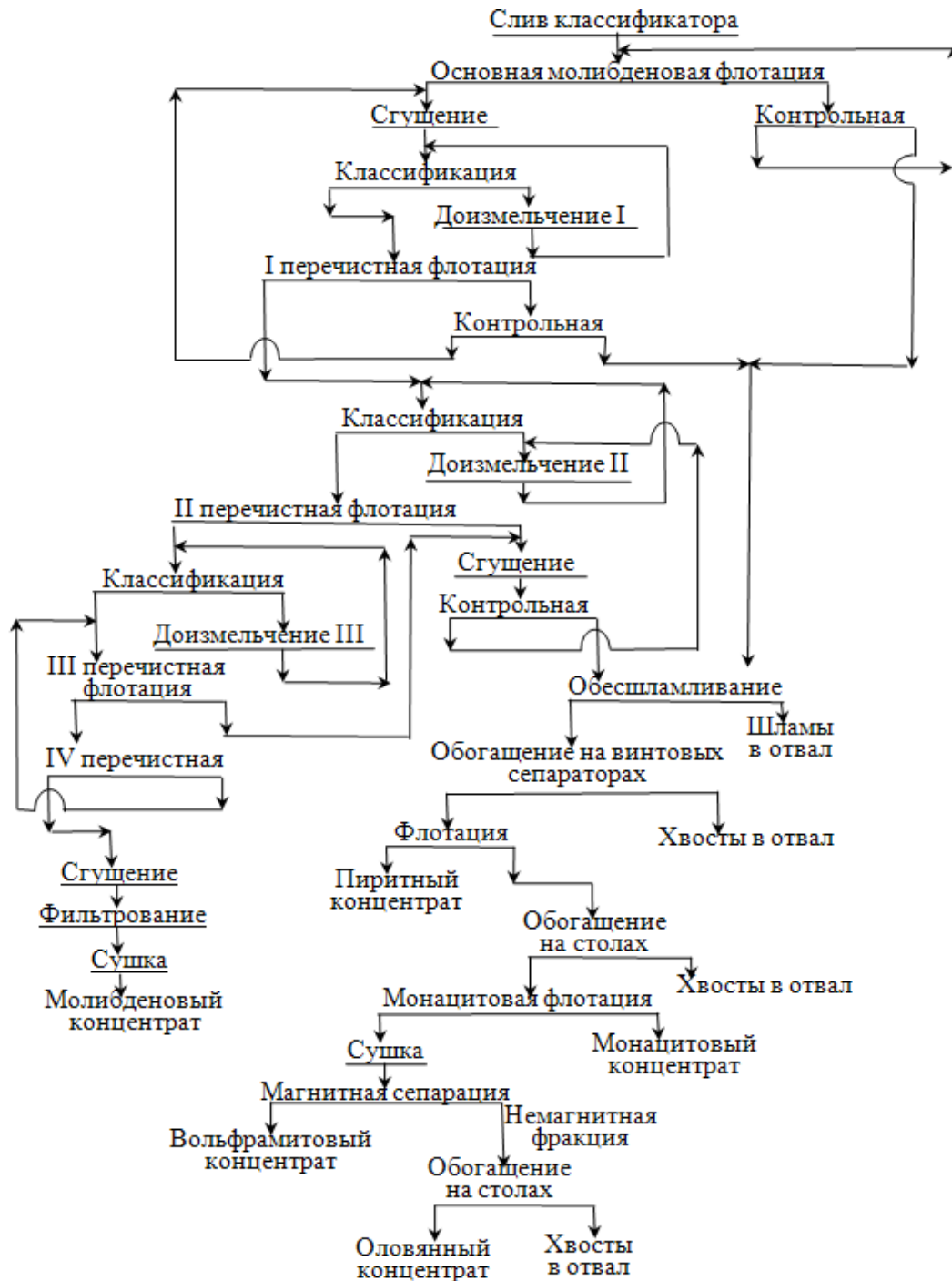


Рис. 35. Схема обогащения комплексной молибденовой руды на фабрике «Клаймакс» (США)

Вопросы и задания для самопроверки

1. Какие реагенты применяют в качестве собирателя при флотации окисленных руд минералов молибдена?
2. Назовите причины, из-за которых окисленные и смешанные руды трудно обогащаются.
3. Что служит пенообразователем при флотации повеллита?
4. Какого качества получают концентраты в результате флотации окисленного молибдена?
5. Назовите товарный продукт, получаемый из некондиционного концентрата окисленного молибдена.
6. Почему флотация ферримолибдита представляет сложную задачу?
7. Назовите испытанные заменители олеиновой кислоты.
8. Какие концентраты можно получить при комплексном обогащении молибденовой руды?
9. Нарисуйте принципиальную схему комплексного извлечения ценных компонентов из комплексной молибденовой руды.

ЛЕКЦИЯ 18

СВИНЦОВЫЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РУДЫ. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ

План лекции

18.1. Минеральный состав свинцовых руд [2, 3].

18.2. Типы месторождений [2, 3].

18.1. Минеральный состав свинцовых руд

Свинец входит в состав 144 минералов, но только немногие из них имеют промышленное значение (табл. 10).

Таблица 10

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. Он имеет структуру галита, в которой атомы серы образуют плотнейшую кубическую упаковку с атомами свинца в октаэдрических междуузлиях. Каждый атом серы окружен шестью атомами свинца, расположенными на расстоянии $2,97 \cdot 10^{-10}$ м, и двенадцатью более удаленными (на $4,16 \cdot 10^{-10}$ м) атомами серы. 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.

Галенит – типично полупроводниковый минерал с широким диапазоном значений удельного сопротивления. Он включает разности как *n*-, так и *p*-типа, которые могут находиться одновременно в одном монокристалле. Тип проводимости зависит от генезиса месторождения, который, в свою очередь, определяет дефицит или избыток серы по отношению к стехиометрическому составу. Галенит большей частью относится к *n*-типу. Галенит *p*-типа

приурочен преимущественно к карбонатным свинцово-цинковым и свинцово-серебряным гидротермальным месторождениям.

Основными примесями в галените являются серебро, висмут, кадмий, сурьма, медь, олово, иридий, железо, марганец, цинк, которые могут значительно изменять его электропроводность и флотационные свойства.

Церуссит $PbCO_3$ в зоне окисления сульфидных минералов ассоциирует обычно с англезитом и лимонитом. Кристаллы имеют столбчатую, дипирамидальную или таблитчатую форму ромбической структуры: $a_0 = 5,173 \cdot 10^{-10}$ м; $b_0 = 8,48 \cdot 10^{-10}$ м и $c_0 = 6,13 \cdot 10^{-10}$ м. 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 главным образом в зонах окисления свинцово-цинковых сульфидных месторождений, а также гидротермальным путем при взаимодействии рудоносных растворов с поверхностными водами, насыщенными свободным кислородом. Таблитчатые или дипирамидальные кристаллы англезита имеют ромбическую сингонию с параметрами: $a_0 = 8,4510^{-10}$ м; $b_0 = 5,38 \cdot 10^{-10}$ м и $c_0 = 6,93 \cdot 10^{-10}$ м. 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 ($a_0 = 9,95 \cdot 10^{-10}$ м и $c_0 = 7,31 \cdot 10^{-10}$ м). Крупных скоплений не образует, встречается в зонах окисления сульфидных месторождений вместе с англезитом, миметизитом, вульфенитом. Образует призматические или бочонкообразные кристаллы, реже агрегаты зернистого или натечного вида. Цвет от желтого до зеленого и бурого. 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 легкофлотируемым относятся галенит, церуссит, англезит и вульфенит. Пироморфит, миметизит, ванадинит, деклуазит, крокоит – труднофлотируемые, а плюмбоярозит, биверит, коркит, бэдантит – практически нефлотируемые минералы.

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

Схема полного фазового анализа соединений свинца предусматривает отдельное определение англезита, церуссита, галенита, суммы сильно ожелезненных англезита и церуссита, суммы свинцовых минералов с анионами мышьяка, фосфора и ванадия и суммы свинцовых ярозитов (плюмбоярозита, биверита, коркита, бэдантита).

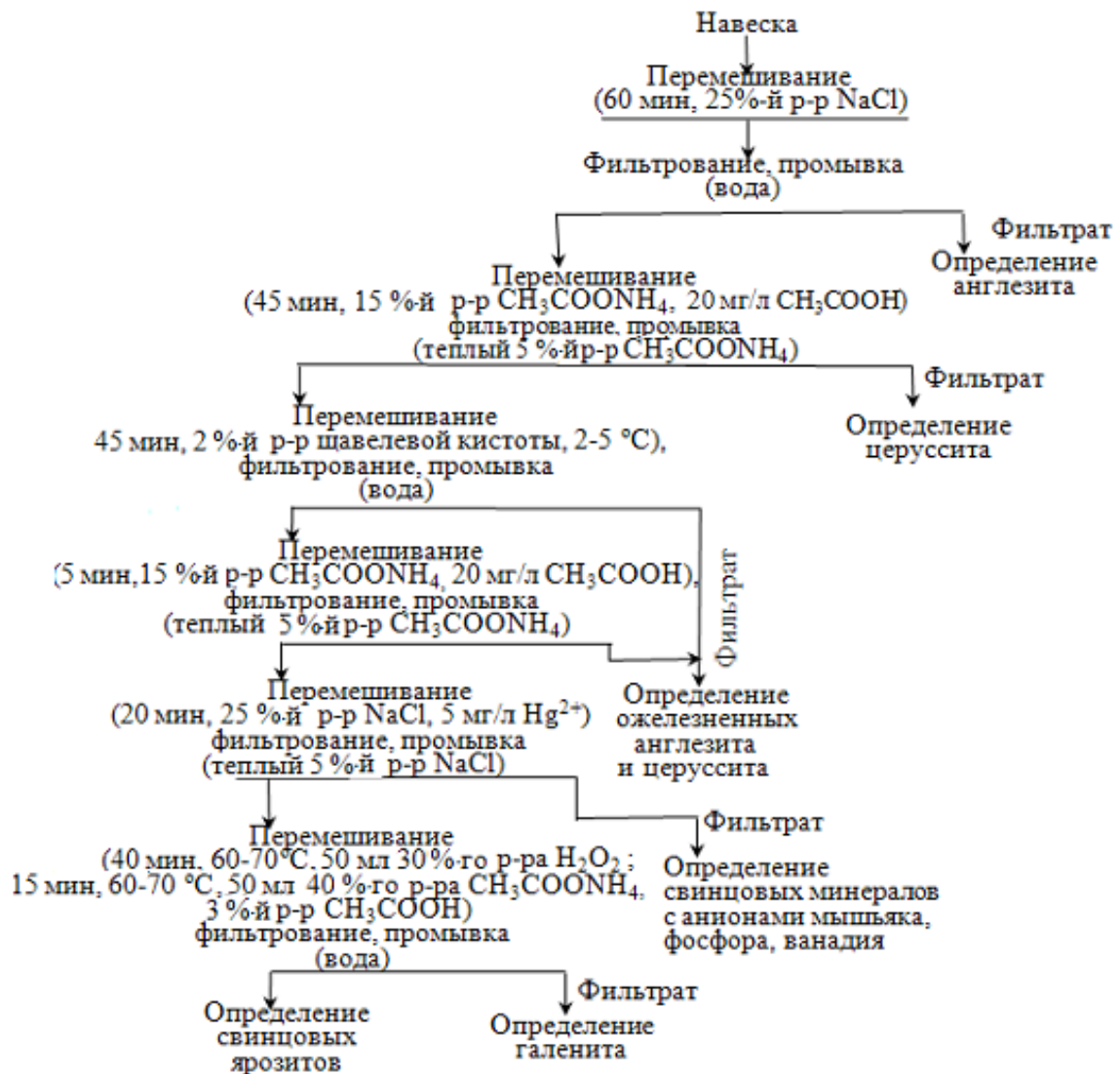


Рис. 36. Схема полного фазового анализа соединений свинца в окисленных и смешанных рудах и продуктах их обогащения

По результатам фазового анализа соединений свинца (рис. 36) и меди можно предварительно оценить обогатимость свинцовых руд. По мнению С.И. Митрофанова, например, извлечение свинца из полностью окисленной руды составляет примерно 90 % суммы трех минералов – англезита, церуссита и вульфенита.

Особенности минерального и вещественного состава окисленных и смешанных свинцовых руд определяют основной метод их обогащения – флотацию. Процесс гравитации при обогащении таких руд, несмотря на высокую плотность окисленных свинцовых минералов (5,7–7,6 г/см³), характеризуется крайне низким извлечением свинца. Он может применяться только в комбинированных гравитационно-флотационных схемах при крупной вкрапленности свинцовых минералов, особенно их трудноизвлекаемых раз-

ностей, например ожелезненного церуссита, фосфатов, арсенатов или свинцовых ярозитов. При большом содержании таких минералов свинца и минералов «связанной» меди в рудах, наличии в них железных охр, доломитов, соединений марганца и глинистого материала эффективная переработка руд может быть осуществлена только по схемам, предусматривающим комбинирование процессов пиро- и гидрометаллургии с процессом флотации.

18.2. Типы месторождений

Месторождения свинецсодержащих руд делятся на пять типов: скарновые, метасоматические, колчеданные, стратиморфные и жильные. Две трети всех запасов свинца и цинка находится в месторождениях колчеданного и стратиформного типов.

В *скарновых рудах* пустая порода представлена скарнообразующими минералами диопсид-гранатового состава. Соотношение свинца и цинка в этих рудах обычно составляет 1:1,4. Основные сульфидные минералы – галенит, сфалерит и пирротин. Месторождения этого типа имеют довольно широкое распространение. В СНГ это Алтын-Топканское и Кансайское месторождения, Дальнегорское рудное поле; в Югославии – Трепча; в США – Лоуренс, Бингем; в Японии – Охори, Камиока; в Швеции – Аммаберг.

В рудах *метасоматических месторождений* соотношение свинца и цинка равно 1:0,8. Запасы этих руд сосредоточены в основном в США (Ледвилл, Тинник, Юрика). Пустая порода в рудах представлена преимущественно кварцем и доломитом, присутствуют кальцит, анкерит и сидерит.

Колчеданные руды отличаются высоким содержанием пирита, реже пирротина, сложностью минерального состава и тонким взаимным прорастанием минералов. Колчеданные руды, как правило, полиметаллические: они помимо свинца содержат цинк и медь, золото, серебро, кадмий, реже олово и висмут, а также барит, флюорит и пирит, имеющие промышленное значение. Соотношение свинца и цинка в рудах этого типа обычно 1:2,4. Из крупных колчеданных месторождений можно отметить Тишинское, Холоднинское, Орловское, Озерное, Жайремское, Филизчайское (СНГ); Брокен-Хилл и Маунт Айза (Австралия), Тсумеб (Намибия), Раммельсберг (Германия).

Руды *месторождений стратиформного типа* отличаются довольно высоким содержанием свинца и цинка при соотношении 1:1. Так, в рудах крупнейшего в Канаде месторождения стратиформного типа Салливан содержится 8,3 % Pb и 6,5 % Zn, в рудах месторождения Бу-Беккер (Марокко) – 6 % Pb и 43 % Zn. Минералы пустой породы в этих рудах обычно представлены кварцем, доломитом, баритом; рудные минералы – галенитом, сфалеритом; в рудах зоны окисления присутствуют англезит, церуссит, смитсонит.

К этой группе месторождений в СНГ относятся Горевское и Мирга-лимсайское. В одном из крупнейших месторождений Канады Пайн-Пойнт запасы свинца составляют 5 млн т, а цинка – 8 млн т при общем запасе руд 53,5 млн т. В США месторождения стратиформного типа расположены в основном в долине р. Миссури. Крупнейшим из них является Три-Стейтс, в котором содержится 20 млн т свинца и 28 млн т цинка.

В *месторождениях жильного типа* соотношение свинца и цинка составляет 1:1,5. К этому типу месторождений относится Згидское, руды которого перерабатываются на Мизурской фабрике. К этому же типу относятся около 40 месторождений Маданского рудного района, а также месторождение Бингем (США). Основные породообразующие минералы в этих рудах – кварц и кальцит, рудные минералы – галенит и сфалерит.

По степени окисленности свинецсодержащие руды делятся на сульфидные, смешанные и окисленные.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите минералы свинца, имеющие промышленное значение, напишите их формулы.
2. Перечислите все возможные примеси в основном свинцовом концентрате.
3. Какие минералы свинца относятся к легкофлотуемым, труднофлотуемым и практически нефлотуемым?
4. Какую информацию позволяет получить фазовый анализ окисленных и смешанных свинцовых руд?
5. Нарисуйте схему фазового анализа.
6. Назовите пять типов месторождений свинецсодержащих руд.
7. В каких типах месторождений сосредоточены основные запасы свинца?
8. Назовите основные скарновые месторождения свинца.
9. В чем заключается ценность колчеданных руд? Перечислите наиболее крупные месторождения таких руд.
10. Назовите месторождения стратиморфного типа, их особенности.
11. Какие соотношения свинца и цинка характерны для разных типов руд?
12. Как делятся свинецсодержащие руды по степени окисленности?

ЛЕКЦИЯ 19

ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ СВИНЦА

План лекции

- 19.1. Собиратели [2, 3].
- 19.2. Депрессоры [2, 3].
- 19.3. Методы разделения коллективных концентратов [2, 3].

19.1. Собиратели

Флотационные свойства галенита изучены довольно подробно. Как отмечалось выше, кристаллическая структура и спайность галенита таковы, что при его раскалывании не происходит разрыва ионных связей и свежееобнаженная поверхность минерала гидрофобна. Поэтому он может флотироваться одним лишь вспенивателем. Под действием кислорода в присутствии углекислого газа и воды поверхность галенита легко окисляется с образованием сульфата (при рН до 6,7), карбоната (рН = 6,7–9,0) или гидрокарбоната (рН = 9–12) свинца.

При невысокой степени окисления галенит хорошо флотируется ксантогенатами и дитиофосфатами при рН до 9,0–9,5. Большое влияние на флотационные свойства галенита оказывают примеси, особенно медь, тип проводимости, кристаллохимические и генетические особенности минерала.

Избыточное окисление поверхности галенита (при продувке пульпы кислородом), как и избыточное ее восстановление (при продувке азотом, загрузке реагентов-восстановителей или катодной обработке пульпы), приводит к уменьшению плотности сорбции собирателя.

Максимальная гидрофобизация другого первичного свинцового минерала – буланжерита – происходит при наличии на его поверхности элементарной серы, и для достижения одинаковой степени его гидрофобности с поверхностью галенита необходимо дополнительно вводить восстановитель. Экспериментально установлено, что закрепление бутилового ксантогената и продукта его окисления – бутилового диксантогенида – на поверхности галенита сопровождается одновременно протекающими процессами химического взаимодействия и физической сорбции (молекул диксантогенида).

Хорошая флотированность основного окисленного минерала свинца – церуссита – сульфгидрильными собирателями не обеспечивается без предварительной его сульфидизации даже при большой плотности сорбции ксантогената или диксантогенида на его поверхности, достигаемой при больших расходах и концентрациях собирателя в растворе. Еще меньше возможность эффективной флотации в этих условиях других окисленных минералов свинца (англезита, вульфенита, миметизита, пироморфита, крокоита и др.), адсорбция ксантогената на поверхности которых протекает весьма слабо. Поэтому флотация окисленных минералов свинца сульфгидрильными собирателями производится только после предварительной сульфидизации их поверхности.

Оксигидрильные собиратели обеспечивают хорошую флотацию окисленных свинцовых минералов в широком диапазоне значений pH без предварительной сульфидизации или после нее. Предварительная сульфидизация повышает плотность сорбции, например, олеиновой кислоты на всех минералах свинца, как и увеличение расхода собирателя. По количеству адсорбированной олеиновой кислоты минералы располагаются в следующий убывающий ряд: пироморфит – гинсдалит – церуссит – англезит. При этом адсорбированного собирателя достаточно для образования на поверхности покрытия в несколько условных монослоев.

Окисленные минералы свинца, и прежде всего церуссит и англезит, плохо флотируются сульфгидрильными собирателями. Поэтому окисленные минералы свинца флотируются ксантогенатами после сульфидизации их поверхности сульфидом натрия. Оптимальное значение pH для сульфидизации церуссита составляет 8,5–9,3, англезита – 7,5–8,2. По способности к сульфидизации и последующей флотации окисленные минералы свинца можно разделить на следующие группы: легкосульфидизируемые и легкофлотируемые (церуссит, англезит и вульфенит); плохосульфидизируемые и слабофлотируемые (миметизит и пироморфит); нессульфидизируемые и нефлотируемые (плюмбоярозит).

Для окисленных свинцовых минералов возможно применение флотации с жирно-кислотными собирателями – олеиновой кислотой, олеатом натрия, нафтеновыми кислотами, талловым маслом. Однако использование этих собирателей ограничивается рудами, не содержащими доломита, известняков и окислов железа, которые также хорошо флотируются оксигидрильными собирателями, а подавление их жидким стеклом часто неэффективно.

19.2. Депрессоры

Подавителем галенита является сернистый натрий при больших расходах (до 1 кг/т), когда сульфид-ионы начинают вытеснять с поверхности галенита сорбированный ксантогенат и образованная сплошная сульфидная пленка не взаимодействует с собирателем.

Галенит хорошо подавляется также хроматом K_2CrO_4 и бихроматом калия $K_2Cr_2O_7$ обладающими сильными окислительными свойствами. Действие их связано не только с образованием на поверхности галенита труднорастворимого хромата свинца, но и с окислением минерала и ксантогената (рис. 37). Подавление галенита хроматами происходит уже при расходе их 20–50 г/т (рис. 37, а). Наиболее эффективное подавление его хроматами наблюдается при pH 5–6 (рис. 37, б).

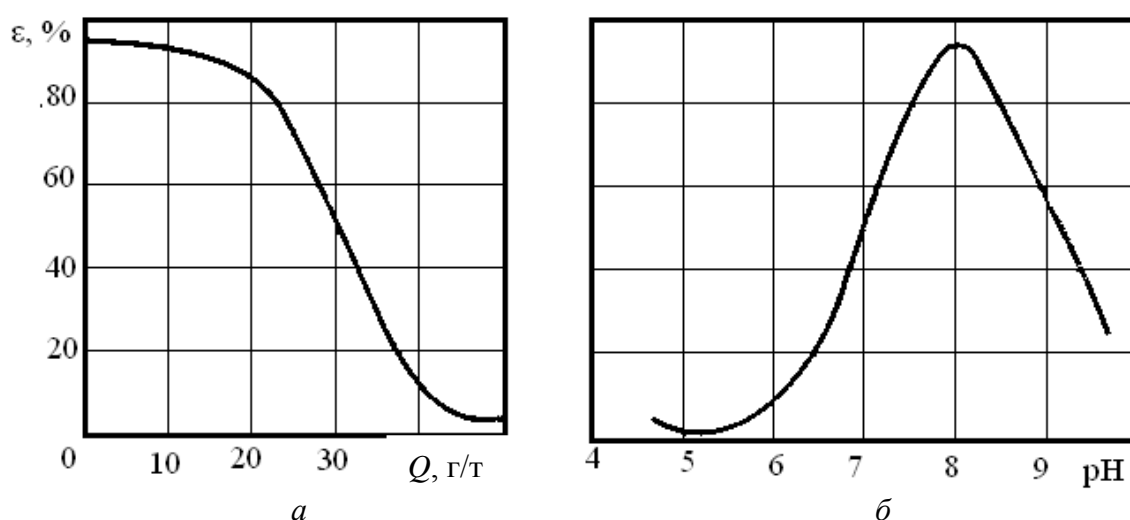


Рис. 37. Зависимость извлечения ε галенита при флотации ксантогенатами (12,5 г/т) от расхода Q хроматов (а) и pH (б)

Для подавления флотиремости галенита применяют также другие окислители (перманганат и манганат калия, хлорную известь), восстановители (сульфит натрия, тиосульфат, сернистый газ и сернистую кислоту) или их сочетание с солями железа (железным купоросом, хлорным железом). Сульфит (тиосульфат) натрия в сочетании с железным купоросом используют для подавления галенита при разделении медно-свинцовых концентратов.

Для подавления галенита могут также применяться растворимые фосфаты H_3PO_4 , NaH_2PO_4 , $Ca(H_2PO_4)_2$ (1,7–7,0 кг/т концентрата) и органические соединения, например крахмал или декстрин (0,1–0,2 кг/т концентрата). Цианистые соединения на галенит не действуют, поэтому они широко используются для подавления медных минералов при разделении свинцово-медных концентратов. Иногда можно наблюдать подавление галенита при больших расходах цианида, что объясняется повышением щелочности пульпы в результате гидролиза цианистых солей.

19.3. Методы разделения коллективных концентратов

Получаемые по схеме коллективно-селективной и частично коллективно-селективной флотации медно-свинцовые концентраты, содержащие сульфиды меди и свинца, подвергаются разделению с подавлением медных или свинцовых минералов. Достигается это применением различных селективных подавителей и их сочетанием. Выбор метода разделения и реагентного режима определяется прежде всего минеральным составом медно-свинцового концентрата (табл. 11). В большинстве случаев решающее значение для выбора реагентного режима имеет содержание в этих концентратах вторичных сульфидов меди.

Таблица 11

Методы разделения медно-свинцовых концентратов	
Метод	Реагент, используемый при разделении
<i>Концентраты, содержащие галенит и халькопирит</i>	
Цианидный (подавление халькопирита)	Цианид натрия или калия (500–7 000 г/т) Цианид (500–2 000 г/т) с восстановителем – сульфитом (500–1 500 г/т) или сульфидом (100–1 500 г/т) натрия Цианид (2 000–3 000 г/т) с цинковым купоросом (3 000–5 000 г/т) Цианид (500–7 000 г/т) с крахмалом или жидким стеклом (1 000–1 800 г/т)
Окислительный (подавление галенита)	Бихромат калия или натрия (250–2 000 г/т) Перекись водорода (500–2 500 г/т)
Восстановительный (подавление галенита)	Сульфит натрия (1 200–2 000 г/т) с железным купоросом (1 500–2 500 г/т) Тиосульфат натрия (300–200 г/т) с железным купоросом (300 г/т) или хлорным железом Серная кислота (pH 5) Сернистая кислота (5 000–800 г/т) (сернистый газ) и бихромат (250–500 г/т) Сернистая кислота (4 000–6 000 г/т) (сернистый газ) с крахмалом (100–200 г/т) (декстрином) Сернистая кислота (сернистый газ) с надсерно-кислым аммонием $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ (900 г/т) Сернистая кислота (сернистый газ) с хлорной известью $\text{CaCl}(\text{OCl})$ (600 г/т)
Фосфатный (подавление галенита)	Растворимые фосфаты H_3PO_4 , NaH_2PCu , $\text{Ca}(\text{H}_2\text{PO}_4)_2$ (1 500–7 000 г/т)
Комбинированный	Цианиды и бихроматы
<i>Концентраты, содержащие галенит и вторичные сульфиды меди</i>	
Цианидный (подавление медных минералов)	Цинкцианистый комплекс $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ (3 000–6 000 г/т) Железосинеродистый калий $\text{K}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ (3 000–7 000 г/т) Цианид с сульфитом натрия Цианид натрия (6 000 г/т) с оксидом цинка (1 600 г/т) и сульфатом аммония (2 500 г/т)
Восстановительный (подавление галенита)	Сульфит натрия (1 000–2 000 г/т) и бихромат калия (250–500 г/т)

Применение цианидов для подавления халькопирита – наиболее распространенный метод разделения медно-свинцовых концентратов. Это объясняется тем, что цианид калия или натрия является хорошим подавителем халькопирита и совсем не оказывает подавляющего действия на галенит. Галенит при этом извлекается в пенный продукт, а халькопирит – в камерный.

Расход цианидов обычно колеблется в широких пределах и зависит от минерального состава коллективного концентрата. При повышенном содержании в концентрате вторичных сульфидов меди (борнита, халькозина и ковеллина) требуется большой расход цианидов, в растворах которых вторичные минералы хорошо растворяются с образованием растворимых комплексных цианистых соединений меди.

Этот метод дает хорошие показатели, если доля вторичных сульфидов меди в руде не превышает 10–12 %. Это объясняется тем, что в результате растворения сульфидов и образования цианистых соединений меди, не подавляющих медные минералы, в свинцовом концентрате увеличивается содержание меди и процесс селекции может полностью прекратиться.

Для снижения влияния вторичных сульфидов меди цианид применяется в сочетании с сульфидом или сульфитом натрия. При разделении концентратов, содержащих галенит и вторичные сульфиды меди, хорошие результаты получаются при сочетании цианида натрия и цинкового купороса. Железосинеродистый калий применяется при разделении концентратов с высоким содержанием вторичных сульфидов меди – борнита и халькозина.

Бихроматы рекомендуется применять для разделения медно-свинцовых концентратов, в которых медь представлена в основном халькопиритом, а соотношение свинца и меди выше 2,5. Максимальное подавление галенита при этом способе разделения наблюдается при pH 7–8. Подавление галенита улучшается, если перемешивание концентрата с бихроматом проводится в нейтральной среде с последующим увеличением pH во флотации до 8,5. Однако при наличии в пульпе ионов меди, которые, сорбируясь на поверхности галенита, затрудняют образование гидрофильной пленки хромата свинца, процесс разделения нарушается.

Этот способ подавления галенита эффективен в том случае, если в медно-свинцовом концентрате достаточно содержится свинца для получения кондиционного свинцового концентрата без перечисток, так как после подавления бихроматом флотирруемость галенита плохо восстанавливается. При таком способе разделения цинковые минералы подавляются и переходят в свинцовый концентрат, откуда могут извлекаться после активации медным купоросом.

Для подавления галенита широко применяются методы с использованием восстановителей: сернистого газа, сернистой кислоты, сульфита и тиосульфата натрия. Эти реагенты успешно заменяют цианид. Однако подавление галенита одним из этих реагентов-восстановителей является неустойчивым и требует больших его расходов. Поэтому используются они в сочетании с другими реагентами. Когда в пульпе присутствует большое количество ионов железа, можно применять серную кислоту при рН 5.

Для подавления галенита наиболее распространены сочетания сернистого газа или сернистой кислоты с бихроматом калия; сульфита натрия с железным купоросом; тиосульфата натрия с железным купоросом или хлорным железом; сернистой кислоты или сернистого газа с крахмалом (декстрином) или надсерно-кислым аммонием.

Применение реагентов-восстановителей вместо цианидов позволяет значительно снизить потери золота (вследствие растворения его в цианистых растворах) и исключить из процесса цианид, являющийся сильным ядом. Однако эффективность использования реагентов-восстановителей снижается в присутствии вторичных сульфидов меди. Кроме того, сфалерит, также хорошо подавляемый этими восстановителями, переходит в свинцовый концентрат, что вызывает необходимость введения операции обесцинкования свинцового концентрата.

Обесцинкование свинцового концентрата осуществляется после подавления галенита сернистым натрием в присутствии активированного угля и активации сфалерита медным купоросом в известковой среде. С помощью ксантогената и пенообразователя проводится цинковая флотация, хвосты которой являются готовым свинцовым концентратом. Применение активированного угля при десорбции исключает необходимость операции отмывки.

Сульфиды цинка и железа извлекают из хвостов свинцово-медной флотации или по схеме совместной флотации сульфидов цинка и железа с последующим разделением цинково-пиритного концентрата («Керджали», «Таширо», «Фурутобе», Березовская), или по схеме прямой селективной флотации сульфидов цинка и железа (Лениногорская, Белоусовская, «Косака-Утинотай», «Шаканаи» и другие фабрики). Выбор схемы зависит от флотационной активности сульфидов цинка и железа и их содержания в руде.

Коллективную цинково-пиритную флотацию из хвостов медно-свинцовой проводят с применением ксантогенатов, дитиофосфатов (50–300 г/т), а также соды, а иногда и извести (до 2 кг/т) после предварительной активации цинковой обманки медным купоросом (35–500 г/т) в слабощелочной или нейтральной среде (рН около 7–8), где она протекает значительно быстрее и полнее, чем в среде высокой щелочности.

Прямую селективную флотацию сульфидов цинка из хвостов медно-свинцовой флотации проводят по стандартным схемам и режимам с использованием медного купороса, извести (рН 10–12), различных ксантогенатов (этилового, изопропилового, изобутилового, бутилового, амилового) и реагента Z-200, а также сочетания слабых собирателей (диизопропилдитиофосфата натрия, этилового ксантогената, реагента Z-200) с амиловым или изоамиловым ксантогенатами. Сначала обычно подают известь для депрессии сульфидов железа, а затем медный купорос (35–500 г/т) для активации сульфидов цинка. С целью усиления депрессии сульфидов железа и арсенопирита на некоторых фабриках («Фриендсвилл», Кадаинская и др.) подают немного цианида (5–7 г/т), который способствует также активации сульфидов цинка.

Если содержание твердого в хвостах свинцово-медной флотации, поступающих в цинковый цикл, составляет всего лишь 8–14 %, то их сгущают («Мегген» и «Могул»). Однако увеличение содержания твердого в пульпе более 45 % может привести к ухудшению качества цинкового концентрата. Материал, поступающий на цинковую флотацию, обычно не доизмельчают. Иногда доизмельчают цинковые концентраты («Косака-Утинотай») или промпродукты («Виханти», «Мегген» и др.).

Значительные колебания вещественного и ионного составов пульпы при флотации приводят к существенным изменениям извлечения металлов в концентраты. Важный параметр в цинковом цикле флотации – регулирование температуры пульпы. Так, подогрев пульпы в цикле цинковой флотации на Лениногорской фабрике и фабрике «Фурутобе» до 18–20 °С, на фабрике «Косака-Утинотай» до 30 °С позволил вести процесс устойчиво независимо от времени года.

Цинково-пиритный концентрат перед разделением перемешивают в известковой среде при рН не ниже 11 (на фабрике «Фурутобе» при рН 12,0–12,5) в условиях аэрации совместно с активированным углем (0,5–1,0 кг/т коллективного концентрата) для поглощения избытков собирателя и пенообразователя. Если содержание породы в коллективном концентрате невелико, то хвосты цинковой флотации являются готовым пиритным концентратом; в иных случаях кондиционный пиритный концентрат получают только в результате перефлотации в пиритном цикле.

Вредное влияние извести при флотации пирита устраняют сгущением пульпы с последующим ее разбавлением свежей водой и добавками кислоты перед флотацией («Экстол»), понижением рН пульпы до 5,0–5,5 серной кислотой («Мегген» и «Булиден») или продувкой сернистого газа (фабрики Германии). Иногда для активации пирита используют соду (15–400 г/т).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Расскажите о различной флотационной активности свинцовых минералов.
2. Как классифицируются свинцовые минералы по способности к сульфидизации?
3. Назовите эффективные собиратели свинецсодержащих минералов.
4. Чем ограничивается применение жирно-кислотных собирателей для свинецсодержащих руд?
5. Перечислите подавители галенита, назовите их расходы.
6. От чего зависит выбор метода и режима разделения медно-свинцовых концентратов?
7. Назовите методы разделения медно-свинцовых концентратов и реагенты, используемые при этом.
8. В каком случае цианидный метод разделения дает хорошие показатели?
9. Когда для разделения рекомендуется применять бихроматы? Назовите недостатки этого метода.
10. Какие восстановители целесообразно применять для депрессии галенита?
11. Объясните целесообразность применения реагентов-восстановителей вместо цианидов.
12. Когда снижается эффективность применения реагентов-восстановителей?
13. Каким образом осуществляется обесцинкование свинцовых концентратов?
14. От чего зависит выбор схемы извлечения сульфидов цинка и железа из хвостов свинцово-медной флотации?
15. Опишите режим коллективной цинково-пиритной флотации из хвостов медно-свинцового цикла.
16. Какие реагенты применяются при прямой селективной флотации сульфидов цинка из хвостов медно-свинцового цикла?
17. Какое значение имеет подогрев пульпы в цикле цинковой флотации? Приведите примеры.
18. Каковы условия разделения цинково-пиритного концентрата?
19. Каким образом устраняют вредное влияние извести перед флотацией пирита?

ЛЕКЦИЯ 20

ПРЯМЫЕ СЕЛЕКТИВНЫЕ СХЕМЫ

План лекции

- 20.1. Схемы прямой селективной флотации [2, 3].
- 20.2. Схемы с частично коллективно-селективной флотацией [2, 3].

20.1. Схемы прямой селективной флотации

Схемы прямой селективной флотации при обогащении полиметаллических руд применяются редко. Объясняется это тем, что селективная флотация близких по флотационным свойствам сульфидов меди, свинца и цинка, когда уже в добываемой руде они были подвергнуты процессам окисления, крайне затруднительна. Эта схема может применяться лишь тогда, когда сульфидные минералы по мере флотации поддаются последовательной активации, при этом вначале флотируются легкофлотируемые минералы, а затем после активации более труднофлотируемые.

Схема прямой селективной флотации ([рис. 38, а](#)) применяется на фабриках «Лейк Джордж» и «Вудлон Майнз» (Австралия), «Кид Крик» (Канада), «Блэк Маунтин» (ЮАР). На фабрике «Лейк Джордж» перерабатывают тонковкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием пирита (до 20 %). Сульфидные минералы в рудах представлены главным образом халькопиритом, галенитом, сфалеритом, пиритом. Вначале флотируют сульфиды меди, подавляя остальные сульфиды сернистой кислотой в оптимальных условиях депрессии галенита (рН 6,2–6,5). Затем в слабощелочной среде, устраняющей депрессирующее действие сульфоксидных соединений на галенит, флотируют сульфиды свинца. Слабощелочную среду создают цианидом, усиливающим депрессию сульфидов цинка и железа. Глубокая депрессия сульфидов цинка преодолевается медным купоросом только при подогреве сгущенной пульпы до 50 °С. Сульфиды железа извлекают из песковой части хвостов цинковой флотации.

Прямая селективная схема флотации применяется для обогащения руд на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл». На фабрике перерабатываются руды Ахобинского, Ново-Монастырского и Верхнего месторождений. По текстурным и структурным особенностям вы-

деляется несколько типов руд: прожилково-вкрапленные, крупнозернистые и мелкозернистые, а также окисленные. Кроме того, в зависимости от содержания окисленных и сульфидных форм минералов они подразделяются на сульфидные (руды Верхнего месторождения) и смешанные (руды Ахобинского и Ново-Монастырского месторождений). В сульфидных рудах галенитом представлено 91 % Pb; марматитом и клейофаном – 93 % Zn. В смешанных рудах доля окисленных форм цинка доходит до 28 %, а свинцовых – до 29 %, представленных в основном церусситом и плюмбозитом.

Кроме галенита и сфалерита, массивные руды содержат пирротин и пирит, а также небольшие количества арсенопирита, халькопирита и марказита. Минералы вмещающих пород представлены кварцем, карбонатами, хлоритами и серицитами.

Вкрапленные руды отличаются тем, что сульфидные минералы различной крупности вкраплены в алевролитовые гидротермально-измененные сланцы, грубозернистые песчаники и брекчии. Размер зерен галенита доходит до 2–3 мм. В прожилково-вкрапленных рудах рудные прожилки чаще представлены галенитом, чем пиритом.

Руды характеризуются крайне неравномерным распределением основных элементов – свинца и цинка, а также неравномерной эмульсионной вкрапленностью халькопирита и пирротина в сфалерите. Кроме основных ценных минералов, в рудах присутствуют англезит, пироморфит, халькозин, ковеллин, смитсонит и гидроксиды железа, осложняющие процесс флотации

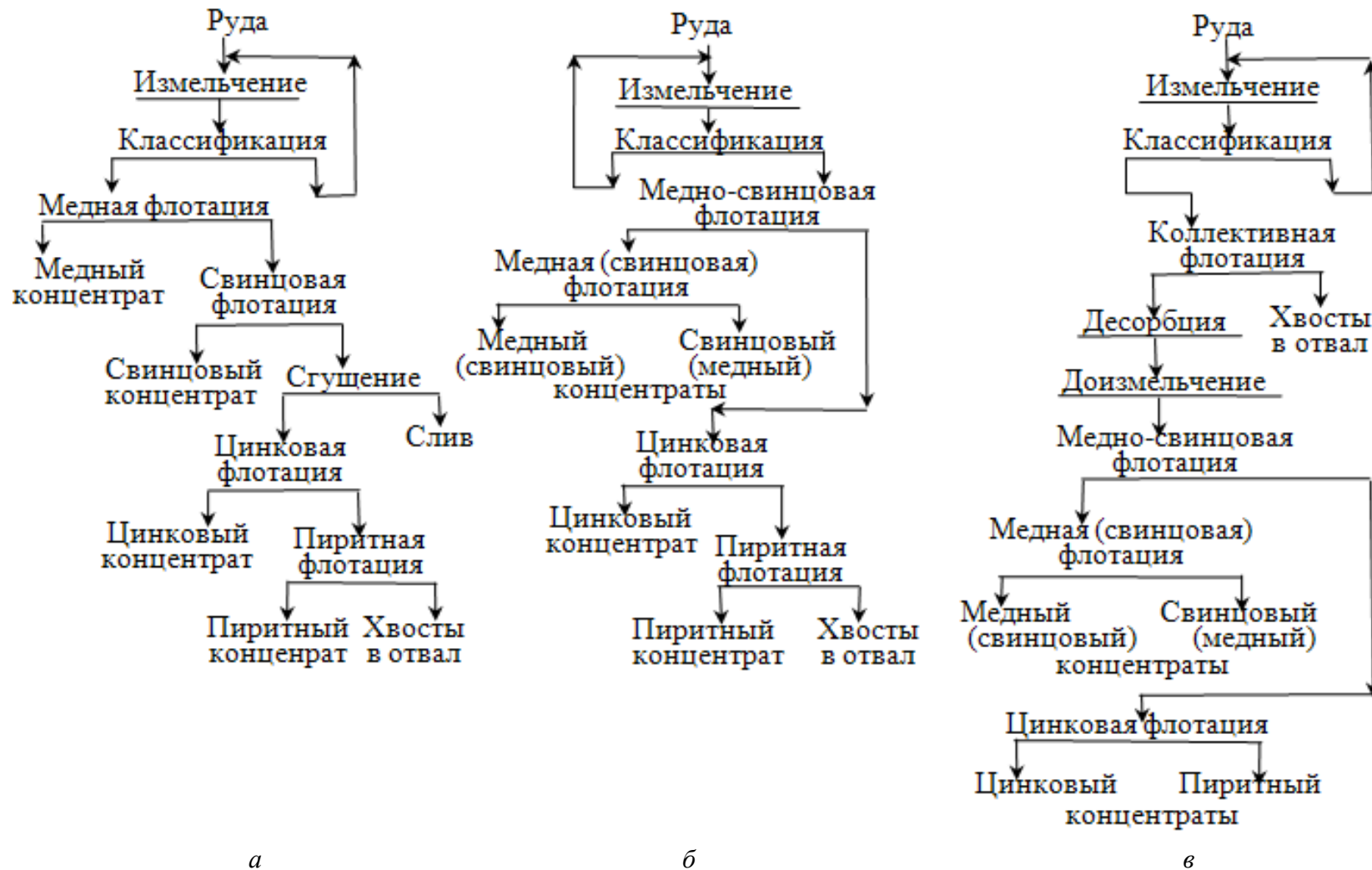


Рис. 38. Принципиальные схемы флотации медно-свинцово-цинковых руд: *а* – прямая селективная; *б* – частично коллективно-селективная; *в* – коллективно-селективная

Особенностью применяемого реагентного режима является использование смеси бутилового и этилового ксантогенатов при соотношении 2:1 и нетоксичного пенообразователя диметилфталата (Д-3), а также сочетания сернистого натрия и сульфата аммония для сульфидизации окисленных минералов. При переработке смешанных руд эти реагенты подают в мельницы I стадии измельчения, что значительно улучшает условия сульфидизации. При обогащении сульфидных руд эти реагенты подают непосредственно во флотацию. Для снижения содержания пирита в свинцовом концентрате перед I свинцовой флотацией пульпу перемешивают с известью при pH 9,0–9,5, а затем снижают значение pH до 8,3–8,8 подачей серно-кислого алюминия (табл. 12).

Таблица 12

Реагентный режим флотации свинцово-цинковых руд на Центральной фабрике, г/т

Операция	Реагент	Руды		
		сульфидные	смешанные	
Измельчение: I стадия	Цианистый натрий	24	24	
	Цинковый купорос	70	100	
	Сернистый натрий и сульфат аммония	–	250	
	II стадия	Цианистый натрий	7	24
		Цинковый купорос	60	–
Свинцовая флотация: I основная	Известь	100	350	
	Цианистый натрий	7	48	
	Сернистый натрий и сульфат аммония	20	2	
	Серно-кислый алюминий	19	–	
	Смесь ксантогенатов	20	25	
	Пенообразователь Д-3	40	100	
	II основная перечистные	Смесь ксантогенатов и пенообразователя Д-3	10	20
		Цианистый натрий	21	27
		Цинковый купорос	35	60
		Активированный уголь	30	30
	Цинковая флотация: основная	Известь	1 000	1 000
		Медный купорос	330	400
		Цианистый натрий	7	7
Смесь ксантогенатов		50	100	
Пенообразователь Д-3		40	25	
контрольная		Медный купорос	50	100
		Смесь ксантогенатов	20	20
перечистные		Известь	600	1 000

Свинцовые концентраты, получаемые при обогащении сульфидных руд, содержат 74–75 % Pb при извлечении 93–95 %; цинковые концентраты содержат 52–53 % Zn при извлечении 92–94 %. Из смешанных руд получают

свинцовые концентраты, содержащие 60–62 % Pb при извлечении 87–90 %, и цинковые, содержащие 46–47 % Zn при извлечении 80–82 %.

На фабрике успешно работает система автоматической подачи реагентов в зависимости от изменения ионного состава пульпы (остаточной концентрации ксантогенатов, сернистого натрия и pH пульпы).

Руда обогащается по схеме прямой селективной флотации (рис. 39).

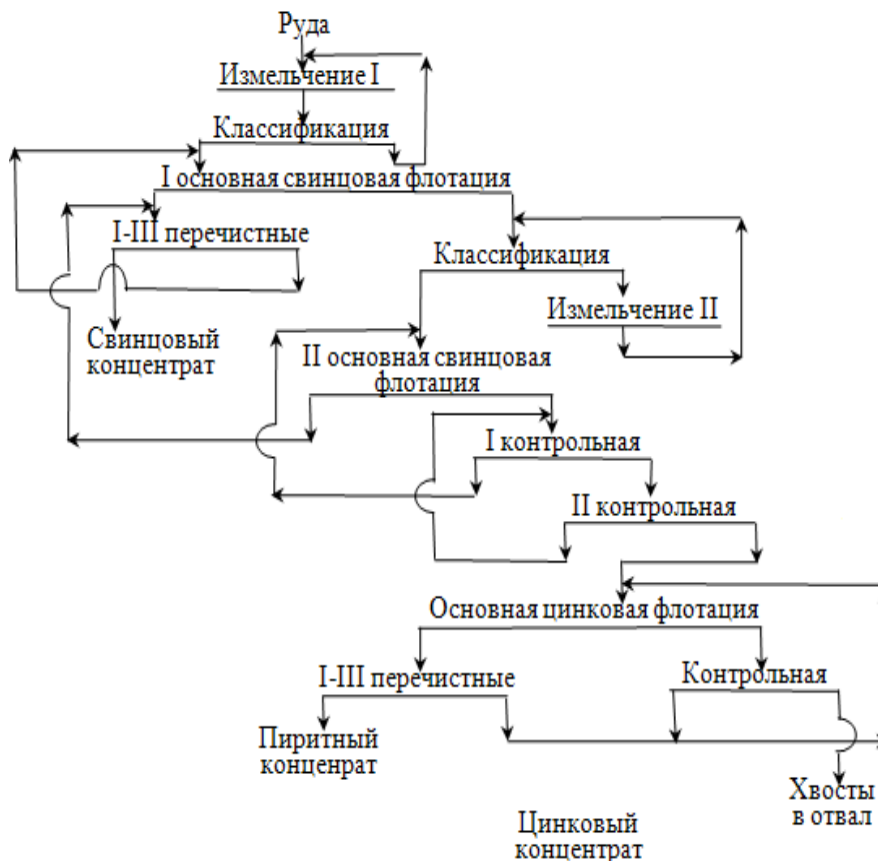


Рис. 39. Схема прямой селективной флотации свинцово-цинковых руд на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл»

Недостатком прямой селективной флотации являются большие расходы на измельчение, так как вся руда подвергается измельчению до крупности, необходимой для отделения ценных минералов не только от минералов пустой породы, но и друг от друга.

Кроме того, значительно увеличивается фронт флотационных машин, поскольку все циклы флотации проходят практически весь объем исходной руды. К недостаткам можно отнести также большой расход реагентов, так как они используются для всей массы исходной руды, а не для концентратов, масса которых несоизмеримо меньше.

20.2. Схемы с частично коллективно-селективной флотацией

Более широкое распространение в практике флотации полиметаллических руд получили схемы частично коллективно-селективной и коллективно-селективной флотации.

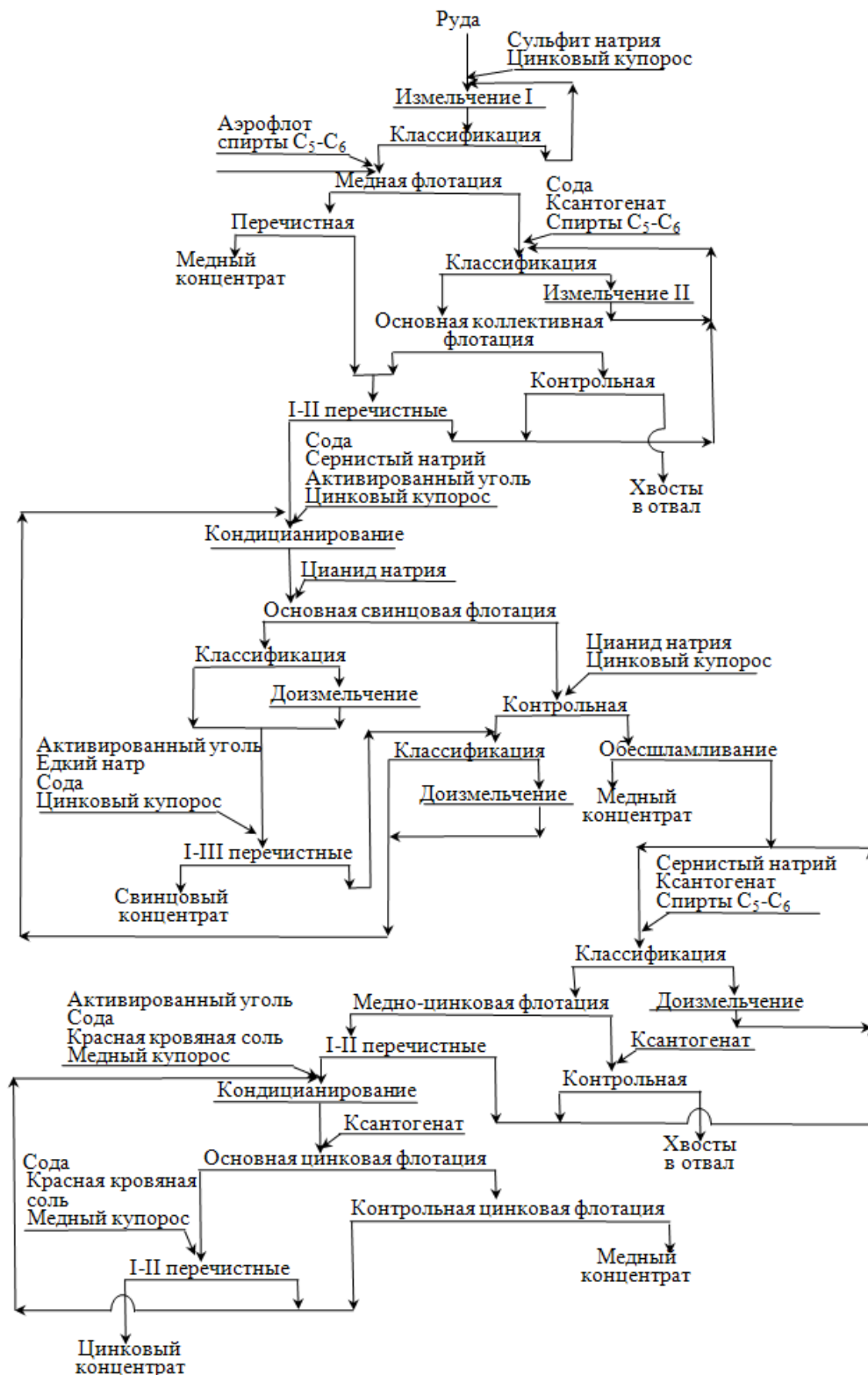


Рис. 40. Технологическая схема обогащения джезказганских полиметаллических руд

По частично коллективно-селективной схеме (см. [рис. 38, б](#)) флотации в коллективный концентрат извлекаются только сульфиды меди и свинца при подавлении сфалерита и пирита. Из хвостов медно-свинцовой флотации после активации извлекается или один сфалерит, или совместно с пиритом.

Для повышения селективности разделения на рудах с высоким содержанием халькозина разработана технологическая схема ([рис. 40](#)), предусматривающая выделение ошламованного халькозина перед коллективной флотацией при депрессии других сульфидов сульфоксидными солями в сочетании с сульфатом цинка. Предварительное выделение части медных минералов перед коллективной флотацией обеспечивает повышение общего извлечения меди и свинца в одноименные концентраты при некотором улучшении качества концентратов.

Медный концентрат, являющийся камерным продуктом свинцовой флотации, содержит много породы и сульфиды цинка, которые депрессируются комплексным цианидом цинка так же хорошо, как и медные минералы. Поэтому после обесшламливания (с целью удаления тонких шламов и депрессирующих реагентов) и доизмельчения медный концентрат перефлотируют для удаления из него минералов породы, после чего флотируют сфалерит при депрессии медных минералов феррицианидом ([рис. 40](#)).

Халькопирит, содержащийся в медном концентрате, плохо поддается депрессии феррицианидом и переходит в цинковый концентрат. При высоком содержании его в руде проводят обезмеживание цинкового концентрата, обеспечивая депрессию сульфидов цинка цианидом.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Приведите примеры фабрик, на которых применяются прямые селективные схемы флотации полиметаллических руд.
2. Опишите последовательность прямой селективной схемы.
3. Нарисуйте примеры принципиальных схем флотации медно-свинцово-цинковых руд.
4. Руды каких месторождений перерабатываются на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл»? Какими минералами представлены руды, перерабатываемые на этой фабрике?
5. Опишите реагентный режим Центральной обогатительной фабрики.
6. Какие минералы, осложняющие процесс флотации, присутствуют в рудах?
7. Перечислите недостатки прямой селективной флотации.
8. Назовите показатели флотации, получаемые при переработке сульфидных и смешанных руд Центральной обогатительной фабрики комбината «Дальполиметалл».
9. Чем отличаются коллективно-селективные и частично коллективно-селективные схемы?
10. Для чего необходимо предварительное выделение части медных минералов перед коллективной флотацией в схеме Джекказганской фабрики?
11. Для чего необходима операция обесшламливания медного концентрата, полученного в камерном продукте свинцовой флотации?

ЛЕКЦИЯ 21

РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИИ

КОЛЛЕКТИВНЫХ СХЕМ

План лекции

- 21.1. Схемы коллективной флотации [2, 3].
- 21.2. Повышение качества сульфидных концентратов [2, 3].

21.1. Схемы коллективной флотации

По *коллективно-селективной схеме* (см. [рис. 38, в](#)) после измельчения до 50–60 % класса $-0,074$ мм, когда происходит отделение агрегатов сульфидных минералов от минералов пустой породы, руда направляется на коллективную флотацию в слабощелочной среде ($\text{pH} = 8,0\text{--}8,5$) всех сульфидов меди, свинца, цинка и пирита. При неравномерной вкрапленности сульфидных минералов коллективная флотация проводится в две стадии при измельчении до 80–85 % класса $-0,074$ мм.

Сульфиды в коллективный концентрат извлекаются при $\text{pH} 8,5\text{--}9,5$ и использовании в качестве собирателя ксантогенатов. Если в руде присутствует небольшое количество окисленных минералов цветных металлов, то для их сульфидизации в измельчение подается небольшое количество сернистого натрия (50–100 г/т). Если сфалерит недостаточно флотоактивен, то в коллективную флотацию подается медный купорос (150–20 г/т). При высоком содержании пирита в руде для получения высококачественных концентратов коллективную флотацию можно проводить в высокощелочной среде, когда пирит хорошо подавляется.

Коллективный сульфидный концентрат после доизмельчения до крупности, при которой происходит раскрытие сростков сульфидных минералов, направляется на медно-свинцовую флотацию с подавлением сфалерита, который после активации медным купоросом извлекается в виде цинкового концентрата. Хвосты цинковой флотации обычно являются готовым пиритным концентратом. Медно-свинцовые концентраты подвергаются селективной флотации с получением медного и свинцового концентратов.

На свинцово-цинковой фабрике Алмалыкского горно-металлургического комбината перерабатываются руды Алтын-Топканского, Сардобского и Кургашиканского месторождений. Руды первых двух месторождений относятся к сульфидным вкрапленным и прожилково-вкрапленным. Небольшая часть их представлена сплошными (колчеданными) рудами.

Из рудных минералов присутствуют сфалерит (2–3 %), галенит (1–2 %), а также церуссит, смитсонит и каламин.

Халькопирит встречается в небольшом количестве в виде эмульсионной вкрапленности в сфалерите. Минералы пустой породы представлены кварцем и полевыми шпатами (30–40 %), пироксенами и гранатами (20–25 %), карбонатами (25 %), серицитом и хлоритом (7–8 %). Особенностью алтын-топканских руд является тонкая, доходящая до эмульсионной взаимная вкрапленность сульфидов.

Руды Кургашинканского месторождения относятся к сульфидным и смешанным и характеризуются большим содержанием легкошламуемых минералов пустой породы – серицита и каолинита (14 %), хлорита (7 %) и карбонатов (26–30 %). Сульфидные минералы представлены в виде тонкой и крайне неравномерной вкрапленности.

На фабрике применяется коллективно-селективная схема флотации (рис. 41). Руды Алтын-Топканского и Сардобского месторождений подвергаются трехстадиальному дроблению и грохочению с промывкой до крупности –20 мм, а затем совместно обогащаются. Руда Кургашинканского месторождения перерабатывается отдельно с получением коллективного свинцово-цинкового концентрата. Перед селективной флотацией коллективные концентраты объединяются, и дальнейшее обогащение их осуществляется совместно.

Руда после измельчения до 35–45 % класса –0,074 мм в присутствии соды (50–80 г/т) и сернистого натрия (60–65 г/т) поступает в межцикловую флотацию, куда подается медный купорос (75–98 г/т) и бутиловый ксантогенат (15–22 г/т). Хвосты межциклового флотации доизмельчаются до 77–85 % класса –0,074 мм и направляются на основную коллективную флотацию с подачей медного купороса (35–54 г/т) и ксантогената (11–16 г/т). Особенностью этого цикла технологической схемы является то, что разгрузка мельницы II стадии измельчения без классификации поступает сразу в межцикловую флотацию. Контрольная коллективная флотация проводится в присутствии сернистого натрия (35–41 г/т) и ксантогената (4–8 г/т).

После двух перечисток коллективный концентрат направляется на десорбцию с сернистым натрием (100–150 г/т руды), отмывку и доизмельчение. Десорбция собирателя улучшается в сильнощелочной среде при 85 °С, при этом снижается расход сернистого натрия и повышаются показатели селективной флотации.

После десорбции коллективный концентрат доизмельчается до 83–85 % класса –0,044 мм. В мельницы доизмельчения подаются цианистый натрий (18–20 г/т), цинковый купорос (100–110 г/т) и сульфит натрия (45–46 г/т) для подавления сфалерита.

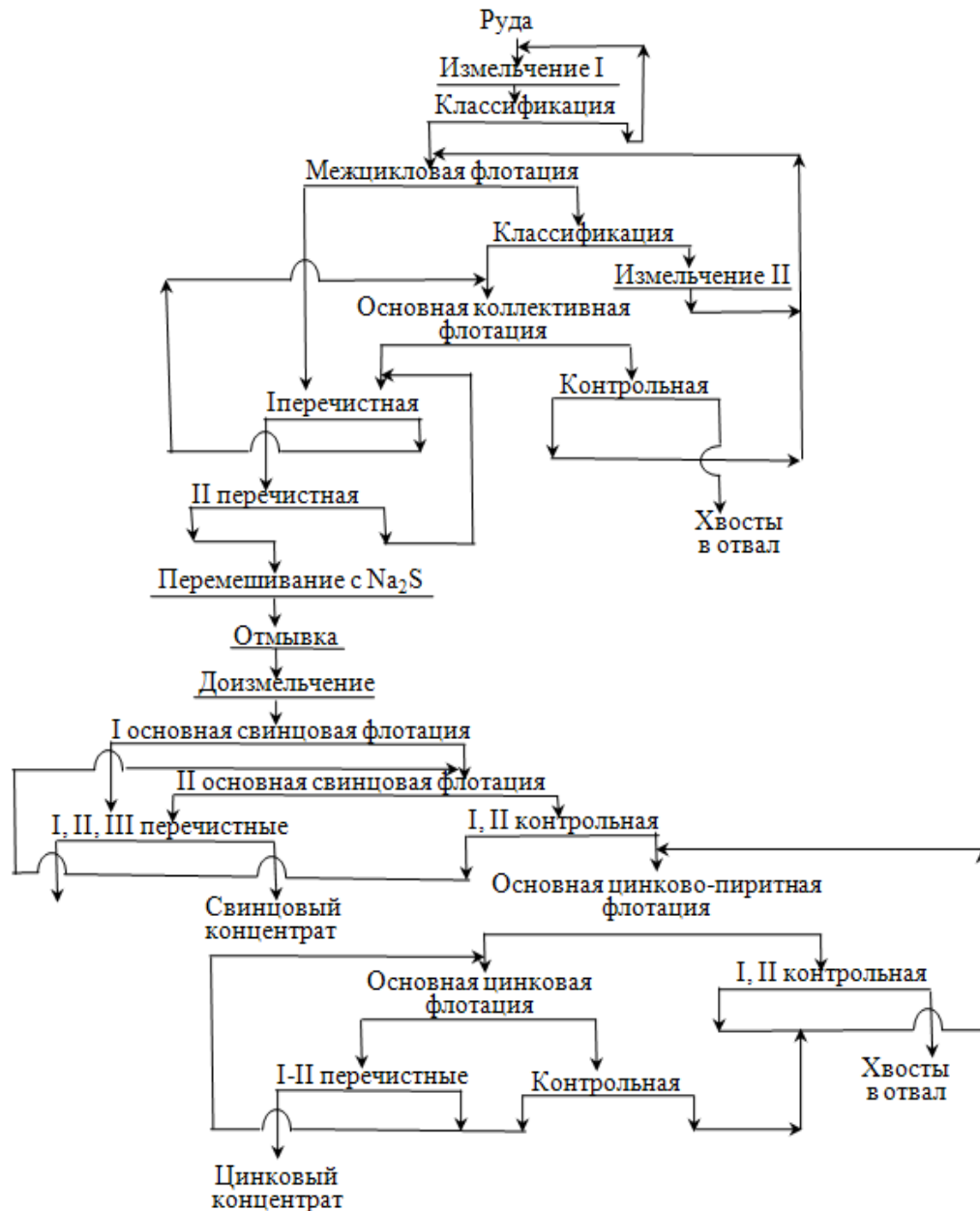


Рис. 41. Схема коллективно-селективной флотации свинцово-цинковых руд на Алмалыкской свинцовой фабрике

В I основную свинцовую флотацию подается ксантогенат (5–6 г/т), во II основную свинцовую флотацию – цианистый натрий (7–9 г/т), цинковый купорос (45–50 г/т), сульфит натрия (20–21 г/т), а также ксантогенат (9 г/т). Эти же реагенты, кроме цианистого натрия, подаются в I контрольную свинцовую флотацию – цинковый купорос (20–25 г/т), сульфит натрия (10–11 г/т) и ксантогенат (2–3 г/т). Перечистки свинцового концентрата проводятся в присутствии цинкового купороса (25–30 г/т в I), цианистого натрия (5–6 г/т в I и 3–10 г/т во II) и сульфита натрия (12–13 г/т в I и 7–8 г/т во II).

После активации медным купоросом и подачи ксантогената (9–12 г/т) из хвостов контрольной свинцовой флотации получают коллективный цинково-пиритный концентрат. После контрольной цинково-пиритной флотации, в которую подается 25–30 г/т медного купороса и 5–6 г/т ксантогената, выделяются отвальные хвосты.

Полученный в этом цикле цинково-пиритный концентрат направляется на цинковую флотацию при рН 10,5–11,0 с подачей извести, ксантогената (1–2 г/т) и медного купороса (1–2 г/т). Цианистый натрий (до 8 г/т) добавляется в цинковую флотацию при большом содержании в руде пирита. Контрольная флотация проводится с подачей медного купороса (2–5 г/т) и ксантогената (1–2 г/т). После двух перерывов при рН 11,5 получается цинковый концентрат, содержащий 54–55 % Zn при извлечении 75 %. Свинцовые концентраты содержат 50–54 % Pb при извлечении 83 %.

Наиболее легкообогатимыми являются сульфидные свинцово-цинковые руды с небольшим содержанием пирита и сульфидов меди. В таких рудах, как правило, сфалерит нефлотоактивен и хорошо подавляется небольшими количествами цинкового купороса или цианида. Активация сфалерита осуществляется медным купоросом, расход которого редко превышает 500 г/т.

Применение коллективно-селективных схем наиболее эффективно для бедных полиметаллических руд с агрегативным характером вкрапленности, когда при грубом измельчении выделяется основное количество отвальных хвостов, более тонкому измельчению подвергается только коллективный концентрат. Это позволяет значительно снизить затраты на измельчение. Кроме того, при коллективных схемах флотации снижаются фронт флотационных машин, расход реагентов, эксплуатационные расходы.

Основным недостатком коллективно-селективных схем флотации является обязательное применение операции десорбции собирателя с поверхности сульфидных минералов, перешедших в коллективный концентрат. Этот процесс включает обработку коллективного концентрата растворами сернистого натрия (4–6 кг/т концентрата) при содержании твердого в пульпе 60–65 % (иногда в присутствии активированного угля) с последующей отмывкой реагентов или без нее.

Схемы коллективно-селективной флотации применяются на фабриках Казахстана (Лениногорская, Белоусовская), Японии и Намибии.

21.2. Повышение качества сульфидных концентратов

Особенности вещественного состава полиметаллических руд, близость флотационных свойств разделяемых минералов и недостаточная селективность применяемых реагентов и режимов не всегда позволяют сразу получать конечные одноименные концентраты высокого качества. В таких случаях в зависимости от преимущественного характера загрязняющих минералов получаемые концентраты подвергают обезмеживанию, обезжелезнению, обессвинцеванию или обесцинкованию.

Так, например, цинковые минералы, содержащиеся в свинцово-медном концентрате, при цианидных методах разделения переходят в медный концентрат, а при использовании сульфоксидных реагентов – в свинцовый. В последнем случае их можно извлечь (Лениногорская фабрика) из камерного продукта флотацией после дополнительной подачи извести до рН 11–12, медного

купороса, собирателя и пенообразователя или после аэрации камерного продукта с известью в течение 30 мин и последовательной подачи реагентов: смеси сульфита с бихроматом (3:2), медного купороса, собирателя и вспенивателя. Обесцинкование свинцовых концентратов при температуре 60 °С в присутствии бихромата и медного купороса проводят на фабрике «Косака-Утинотай».

При использовании цианидной технологии разделения свинцово-медных концентратов обесцинкованию подвергают в ряде случаев медные концентраты, являющиеся камерным продуктом и получаемые в виде хвостов свинцовой флотации. Например, на фабрике «Шаканаи» хвосты свинцовой флотации подогревают до 60 °С, флотируют цинковые минералы с применением амилового ксантогената, метилизобутилкарбинола, медного купороса, активированного угля и квебрахо. На фабрике «Фурутобе» наоборот, после добавки раствора сернистого газа, цинкового купороса и смеси аэропромоторов флотируют основную массу сульфидов меди при рН около 12. Полученные хвосты сгущают до 40 % твердого, обрабатывают горячим паром в чане-агитаторе (при температуре 37–60 °С) с добавками медного купороса и флотируют сульфиды цинка.

Цинковые концентраты в зависимости от применяемой технологической схемы и режима их получения могут быть загрязнены сульфидами свинца, меди, железа. Для повышения качества такие концентраты подвергают обесвинцеванию, обезмеживанию и обезжелезнению по методу Л.Б. Дебрина в содовой среде с цинковым купоросом (4–8 кг/т концентрата), часть которого можно заменить более дешевым железным купоросом. Вместо соды и цинкового купороса для депрессии сульфидов цинка можно использовать цинкаты, предложенные В.А. Коневым. Операции обработки концентрата реагентами может предшествовать десорбция избытка собирателя и пенообразователя сернистым натрием, активированным углем и доизмельчение зернистой части концентрата в замкнутом цикле с классификатором или гидроциклоном.

На некоторых фабриках США и Канады применяют операцию обесвинцевания цинковых концентратов, включающую дофлотацию галенита из цинкового концентрата после перемешивания его с цианидом и цинковым купоросом в щелочной среде с предварительным удалением избытка собирателя и пенообразователя сгущением, фильтрованием или другими методами. Полученный свинцовый продукт после перечисток присоединяют к свинцовому концентрату.

На фабрике «Брунвик № 12» для повышения качества черного цинкового концентрата флотируют пирит с получением готового цинкового концентрата в виде камерного продукта. Для этого черновой цинковый концентрат пропаривают при температуре 80 °С с сернистым газом (рН = 5,0–5,2) для депрессии сфалерита, а затем проводят флотацию пирита этиловым ксантогенатом. При этом содержание цинка в цинковом концентрате увеличивается с 51 до 56 %.

Одним из основных направлений повышения качества концентратов и общего извлечения металлов следует считать выделение коллективных промежуточных или полупродуктов для переработки их специальными металлургическими методами, в качестве которых могут быть использованы методы автоклавного выщелачивания, электротермической и циклонной плавки, плавки в жидкой ванне и другие пирометаллургические методы и процессы.

Вопросы и задания для самопроверки

1. До какой крупности осуществляется I и II стадии измельчения при реализации коллективно-селективной схемы медно-свинцово-цинковых руд?
2. В какой среде целесообразно проводить коллективную флотацию при высокой массовой доле пирита в руде?
3. Назовите реагенты-активаторы и их расходы, подаваемые для сульфидизации минералов в коллективной флотации.
4. Руды каких месторождений перерабатываются на свинцово-цинковой фабрике Алмалыкского горно-металлургического комбината?
5. Объясните необходимость трех операций измельчения руды на фабрике.
6. Нарисуйте принципиальную схему переработки руды на фабрике.
7. Охарактеризуйте назначение и режим межциклового флотации.
8. Расскажите об особенностях коллективного цикла технологической схемы.
9. Назовите реагенты и их расходы, которые используются в цикле свинцовой флотации.
10. Каким образом выделяется цинковый концентрат?
11. Назовите извлечение и массовую долю ценных компонентов в получаемых концентратах.
12. В каких случаях наиболее эффективно применение коллективно-селективных схем? Перечислите положительные стороны использования этих схем.
13. Назовите основной недостаток коллективно-селективных схем флотации.
14. Какие особенности полиметаллических руд не позволяют получить сразу конечные концентраты высокого качества?
15. Как решается вопрос повышения качества получаемых сульфидных концентратов?

ЛЕКЦИЯ 22

ФЛОТАЦИЯ ОКИСЛЕННЫХ МИНЕРАЛОВ СВИНЦА И МЕДИ

План лекции

- 22.1. Режимы флотации окисленных свинцовых минералов [2, 3, 4].
22.2. Режимы флотации окисленных цинковых минералов [2, 3, 4].

22.1. Режимы флотации окисленных свинцовых минералов

Наиболее целесообразный метод извлечения окисленных минералов свинца из окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд – их флотация после предварительной сульфидизации. Наблюдаемые при этом закономерности в значительной мере близки 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 карбоксиметилцеллюлозы (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 значительнее 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 %.

Использование высших ксантогенатов или их смесей с низшими ксантогенатами дает возможность увеличить извлечение свинца из них на 6–8 % по сравнению с применением 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. Применение высших ксантогенатов ИМ-68 и ИМ-79 в качестве собирателей позволило получить из нерчинских руд сложного состава концентраты, содержащие 40–43 % Pb, который на 85–88 % представлен 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. Применение 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 использование 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 гидроциклонов для удаления пирита в песковую фракцию обычно не удастся из-за значительных потерь свинца с пиритным продуктом.

22.2. Режимы флотации окисленных цинковых минералов

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 дитиофосфатом. 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 перечистки концентратов, пенообразователей типа соснового масла, иногда с добавками аполярных масел. Дорогостоящий изоамиловый ксантогенат можно заменить, например, смесью высших ксантогенатов C₆–C₈. 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.

Данный метод успешно применяется на фабрике «Ризо» ([рис. 42](#)) для извлечения окисленных минералов цинка из руд, характеризующихся крупной вкрапленностью смитсонита и почти полным отсутствием гидроксидов железа и пропитки ими извлекаемых минералов.

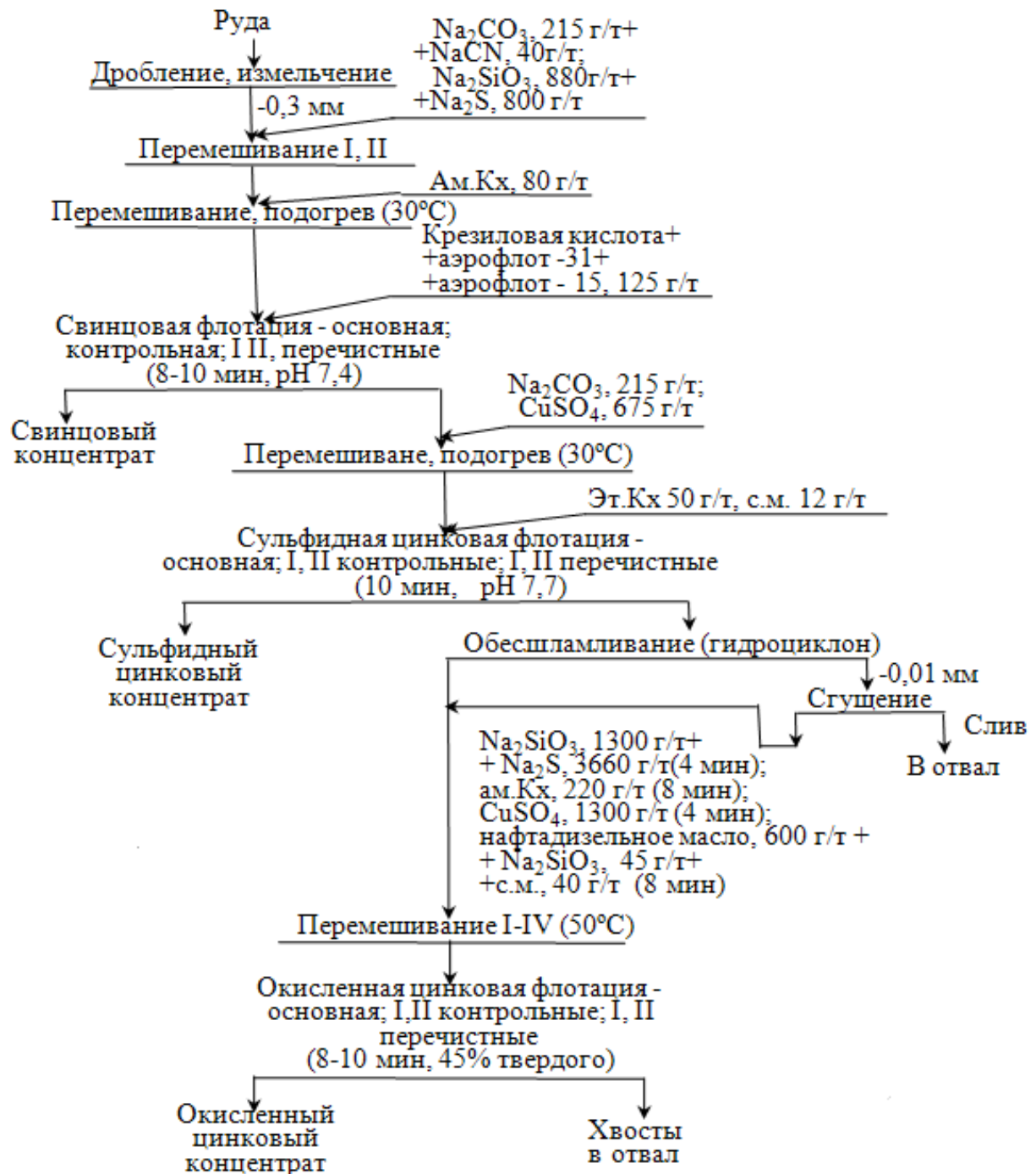


Рис. 42. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Ризо»

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.

К недостаткам этого метода также относится необходимость подогрева всей пульпы до 50–70 °С и тщательного регулирования соотношения между концентрациями одновременно присутствующих ионов собирателя, сульфида и медного купороса. Кроме того, следует 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 сернистым 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», «Бутгеру», «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 превыше-

ние 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 использовать более мягкий депрессор – жидкое стекло, а для руд с низким содержанием железа – небольшую подачу фосфата.

Катионные собиратели – амины – применяются 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 хлорпарафинов (ИМ-11) и нитропарафинов (АНП). Реагент АНП состоит из хлоргидратов первичных аминов C_{13} – C_{15} изостроения со смещением аминогруппы в положение 2, 3 и почти не содержит вторичных аминов (2–6 %).

Результаты испытаний аминов (рис. 43) 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.

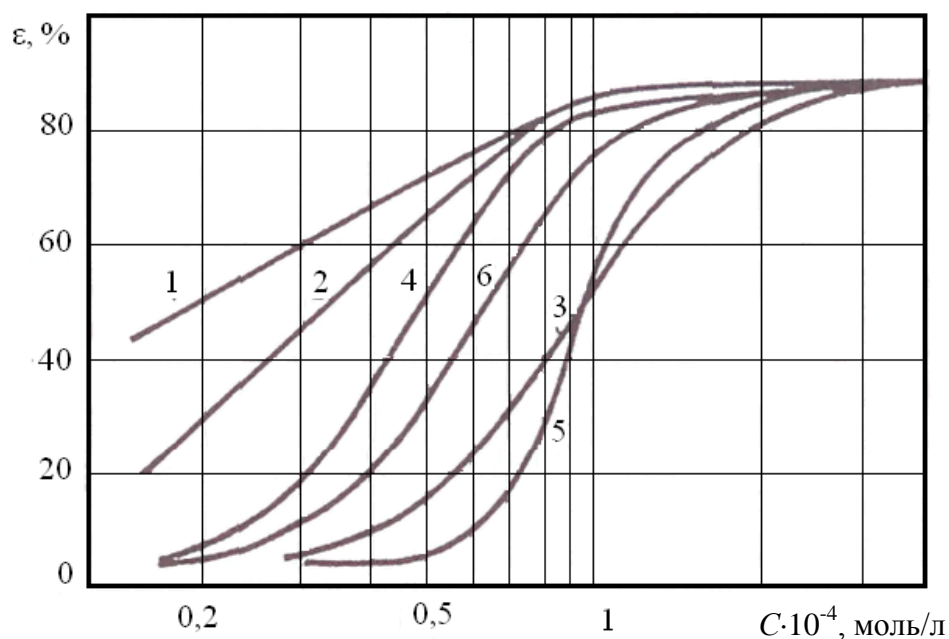


Рис. 43. Влияние концентрации C , длины углеводородной цепи и строения первичных алифатических аминов на извлечение цинка: 1 – стеариламинацетат (C_{17}); 2 – пальмитаминацетат (C_{15}); 3 – олеиламинацетат (C_{17}); 4 – лауриламиначетат (C_{12}); 5 – АНП (C_{13} – C_{15}); 6 – ИМ-11 (C_{13} – C_{15})

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.

Применение прямоцепочечных аминов с большей длиной углеводородной цепи, чем у лауриламина, целесообразно только при флотации руды с небольшим 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 (амин) 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 флотации, 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-Джованни», имеют низкую активность по отношению к флотации крупных частиц. Применение стеариламина на фабриках «Буггеру» и «Сартори» обеспечивает по-

лучение более высоких показателей обогащения, чем амины кокосового масла. Наиболее эффективной на фабрике «Сан-Джиованни» оказалась смесь первичных аминов с длиной аполярной цепи C_{12} (1 %), C_{14} (4 %), C_{15} (0,5 %), C_{16} (30 %), C_{17} (1,5 %), C_{18} (60 %) и ненасыщенных (3 %). Смеси стеарил- и кокосоамиацетатов (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. Он же 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 и их флотируемость (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, вызывает 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, их депрессирующего действия 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, нечувствительный 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 используемого 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-(CH₂-CH₂O)-СН (например, французский эмульгатор «Целанол-А»). Ко второму типу – эмульгаторы, получаемые посредством 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 дают возможность, 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 позволяет 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 в условиях метода Рея (рН = 10,7–11,2) обусловлена максимальной сорбцией катионного собирателя на поверхности данных минералов. При этом заряд и состояние поверхности серицита и хлорита при рН 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 черного 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 диспергированностью 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 использования данного способа. Для флотации смитсонитовых руд с карбонатной породой Ф. Бунге, Г. Файном и Д. Легсдином 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.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите точки подачи сульфидизатора в зависимости от типа флотуемых руд.
2. Какими реагентами для эффективного извлечения окисленных свинцовых минералов поддерживается рН пульпы?
3. Что обеспечивает поддержание рН в пределах 9,2–9,8 (сода, сернистый натрий или жидкое стекло)?
4. Когда и как рН влияет на показатели флотации?
5. Назовите эффективные реагенты-собиратели при флотации окисленных свинцовых руд.
6. Каким образом можно повысить качество окисленных свинцовых концентратов, загрязненных пиритом?
7. Какие методы используют при флотации окисленных цинковых минералов?
8. В чем заключается метод Андреевой – Девиса?
9. Какие показатели цинковых концентратов достигаются при реализации метода Андреевой – Девиса? Для каких руд применяют этот метод?
10. Какие операции предшествуют циклу флотации окисленных цинковых минералов на фабрике «Ризо»?
11. Что достигается использованием предварительного обесшламливания хвостов сульфидной цинковой флотации?
12. Какие показатели достигаются на фабрике «Ризо»?
13. Назовите недостатки метода Андреевой – Девиса.
14. Перечислите преимущества и недостатки метода Рея.
15. Назовите фабрики, на которых применяется метод Рея.
16. Нарисуйте схему обогащения на фабрике «Ризо».

ЛЕКЦИЯ 23

КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Вследствие сложности руд и применения довольно сложных схем и режимов, необходимых при флотации полиметаллических руд, технологические показатели их обогащения на некоторых фабриках относительно невысоки. Извлечение металлов в одноименные концентраты составляет, %: для меди – 67–92, для свинца – 66–89, для цинка – 73–94 (при содержании меди в медном концентрате 20–29; цинка в цинковом – 50–58; свинца в свинцовом – 50–74).

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 флотированность 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.



Рис. 44. Схема извлечения золота на золотоизвлекающей секции одной из фабрик

Достаточно эффективны для извлечения свободного золота золотоизвлекательные секции на ряде фабрик. Секция извлечения шлихового золота, например, на одной из фабрик (рис. 44) 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 % класса –0,074 мм обогащения черного гравитационного концентрата на концентрационных столах и магнитожидкостных сепараторах. Для более полного извлечения золота из золотосодержащих полиметаллических руд на фабриках в схему обогащения включают операции цианирования, 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.

Вопрос комплексного использования сырья решается применительно к обрабатываемой руде в каждом конкретном случае по-особому. Например, на фабриках «Кид Крик» и «Экстол» дополнительно к сульфидным концентратам получают также оловянный концентрат по гравитационной схеме с использованием шлюзов Бартлез-Мозли и концентрационных столов Холмана. На фабрике «Сан-Висенте» из хвостов цинковой флотации гравитационными методами извлекают окисленные цинковые минералы. Первичную концентрацию осуществляют на спиральном сепараторе, черновой цинковый концентрат доводят на концентрационных столах.



Рис. 45. Технологическая схема и режим баритовой флотации на Кентауской фабрике

Широкое развитие получило извлечение из хвостов сульфидной флотации барита (Белоусовская, Салаирская и другие фабрики). Повышение качества баритовых концентратов на фабриках может быть достигнуто более полным удалением пирита перед баритовой флотацией его дофлотацией из обесшламленных хвостов цинковой флотации, а также перечисткой баритового концентрата в кислой среде с целью депрессии силикатных минералов породы. Интерес представляют технологическая схема и режим баритовой флотации на Кентауской фабрике (рис. 45), предусматривающие получение концентрата для химической промышленности.

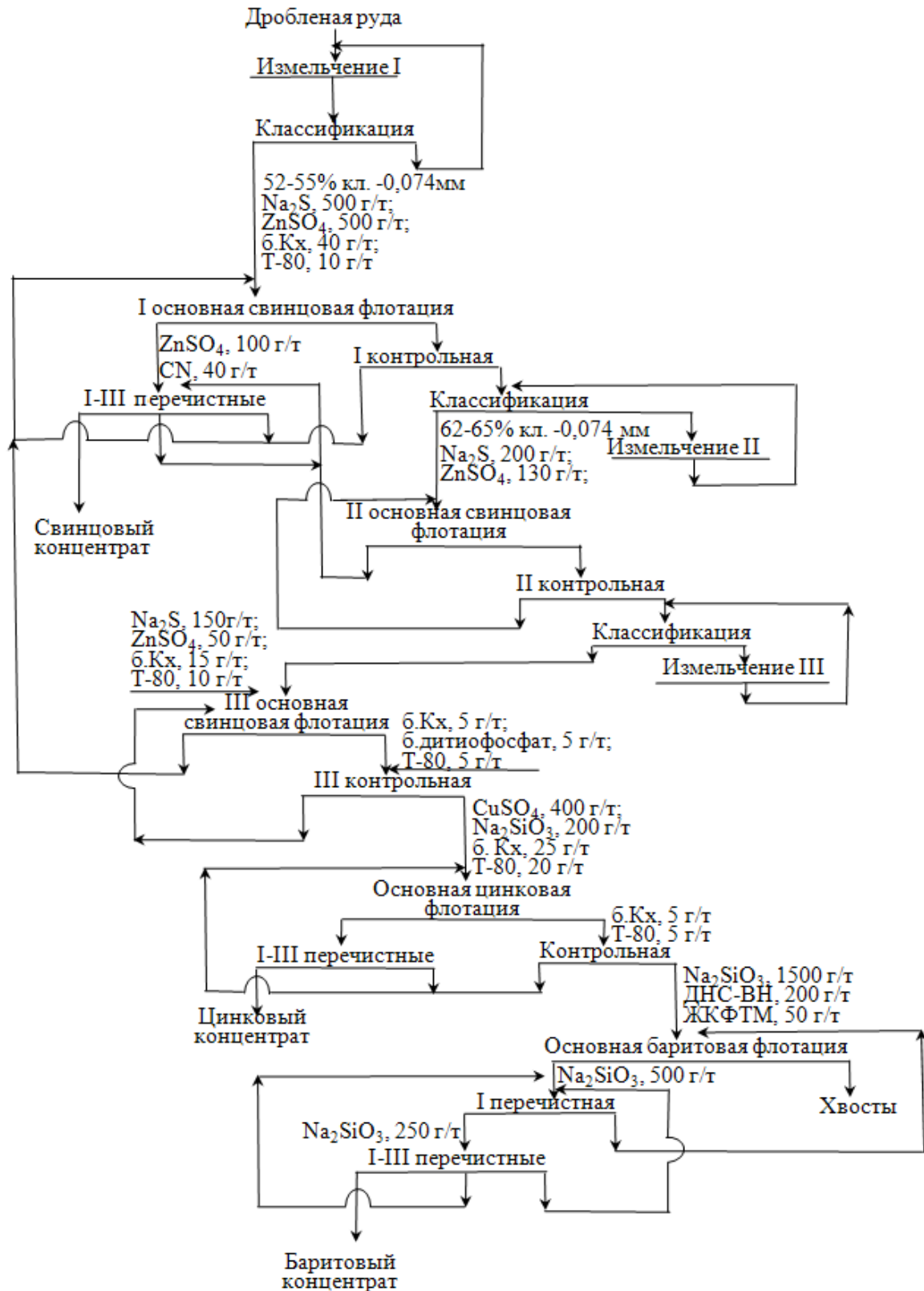


Рис. 46. Технологическая схема обогащения руд на Миргалмсайской фабрике

С целью повышения комплексности использования сырья на Миргалимсайской фабрике получают баритовые концентраты (рис. 46). На фабрике «Буггеру» (рис. 47) при появлении барита в рудах также получают баритовые концентраты и при необходимости (из хвостов флотации) кварцевый концентрат (85–90 % SiO_2), пригодный для изготовления определенных сортов стекла. На фабрике «Брокен-Хилл» песковую фракцию хвостов флотации используют в качестве рудничной закладки.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Какие реагенты, применяемые для обогащения полиметаллических руд, снижают флотуруемость золота?
2. Каких принципов в выборе реагентов придерживаются технологи при обогащении полиметаллических золотосодержащих руд?
3. Какие операции включают секции извлечения шлихового золота?
4. Для обогащения какого продукта обычно устанавливаются отсадочные машины, концентрационные столы?
5. Какие операции применяются в схемах для более полного извлечения золота?
6. Какие продукты подвергаются цианированию?
7. Какую операцию предусматривают для снижения потерь золота, серебра, меди со сливами и сточными водами?
8. Нарисуйте схему извлечения золота на золотоизвлекательной секции Зыряновской фабрики.
9. На каких аппаратах на фабриках «Кид Крик» и «Экстол» дополнительно к сульфидным концентратам получают оловянный концентрат?
10. На каких фабриках из хвостов сульфидной флотации получают баритовый концентрат?
11. Охарактеризуйте реагентный режим извлечения барита.
12. Нарисуйте технологическую схему извлечения барита на Кентауской фабрике.

ЛЕКЦИЯ 24

МЕДНО-НИКЕЛЕВЫЕ РУДЫ.

МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ.

ДЕЙСТВИЕ ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ

План лекции

- 24.1. Минеральный состав [2, 3].
- 24.2. Типы руд [2, 3].
- 24.3. Реагенты для флотации никелевых минералов [2, 3].

24.1. Минеральный состав

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. 13](#)).

Таблица 13

Характеристика основных никелевых минералов

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
Гарниерит	Ni ₄ (S ₄ O ₁₀)(OH) ₄ ·4H ₂ O	40,68–46,6	2,27–2,93	2,0–3,5

Пентландит, или *железоникелевый колчедан*, (Fe,Ni)₉S₈ содержит 32,55 % Fe, 34,22 % Ni и 32,23 % S. В виде примеси может включать до 3 % Co. Разновидность пентландита, содержащая 49 % Co, называется кобальт-



пентландитом. Кристаллизуется пентландит в кубической системе и обладает совершенной спайностью по октаэдру. Кристаллическая решетка пентландита состоит из четырех октаэдров, имеющих общие ребра, четыре из которых содержат ионы двухвалентного железа, другие четыре – ионы двухвалентного никеля. Эти группы связаны общими вершинами и расположены в узлах гранецентрированной кристаллической решетки. По отношению к ионам серы ионы железа и никеля находятся в октаэдрической координации. Пентландит имеет светлый бронзово-желтый цвет и металлический блеск. Встречается в виде сплошных включений и зернистых агрегатов в сульфидных рудах, связан с основными и ультраосновными изверженными породами. Электропроводен, немагнитен.

Пирротин, или *магнитный колчедан*, имеет переменный состав с общей формулой $Fe_{1-x}S$, где $x \leq 0,2$. В зависимости от состава содержит 58,8–61,8 % Fe и до 41 % S. Основные примеси – никель (никелистый пирротин), кобальт, медь, селен. Кристаллическая структура – плотнейшая гексагональная упаковка из атомов серы. В зависимости от содержания железа меняются параметры кристаллической решетки. Пирротин может быть в гексагональной и моноклинной модификаций, которые различаются электрическими, магнитными свойствами и окисляемостью, но обычно встречаются в виде тесных сростаний, не разделяемых при обогащении. Имеет бронзово-желтый цвет и металлический блеск. Является хорошим проводником, электрические свойства которого зависят от состава. Магнитные свойства также зависят от состава: гексагональный пирротин парамагнитен, моноклинный – ферромагнитен. Широко распространен в гипогенных месторождениях медно-никелевых руд, где образует сплошные массы или зернистые выделения, связан с ультраосновными породами, встречается также в контактно-метасоматических месторождениях и гидротермальных телах. В зонах окисления переходит в пирит, марказит и бурые железняки.

Миллерит, или *сернистый никель*, NiS содержит 64,7 % Ni и 35,3 % S. Имеет цепочечную структуру тригональной системы. Образует волосовидные кристаллы латунно-желтого цвета, а также волосовидные и радиально-лучистые агрегаты. В виде примесей присутствуют железо, кобальт, медь. Хрупкий, спайность совершенная. Хороший проводник. Присутствует в гидротермальных рудных жилах совместно с другими сульфидами никеля и кобальта, входящими в состав медно-никелевых руд.

Никелин, или *красный никелевый колчедан*, $NiAs$ – арсенид никеля с примесью кобальта, железа и сурьмы. Содержит 43,9 % Ni и 56,1 % As. Структура гексагональная с плотнейшей упаковкой, при которой никель занимает центры октаэдрических пустот и окружен шестью ионами мышьяка. В свою очередь, каждый ион мышьяка окружен шестью ионами никеля по

симметрии тригональной призмы. Имеет светлый медно-красный цвет и металлический блеск. Спайность несовершенная, электропроводен. Встречается в гидротермальных жилах кварцево-карбонатных руд совместно с другими арсенидами никеля и кобальта. При окислении и выветривании образует аннабергит $Ni_3(AsO_4)_2 \cdot 8H_2O$.

Полидимит Ni_3S_4 имеет кубическую структуру. Содержит 57,9 % Ni и 42,1 % S. Примеси – железо и кобальт. Спайность несовершенная, цвет светло-серый.

Виоларит Ni_2FeS_4 имеет также кубическую структуру. Содержит 38,9 % Ni, 18,5 % Fe и 42,6 % S. Примеси – кобальт и медь. Цвет фиолетово-серый.

Гарниерит, или *нумеит*, $Ni_4(Si_4O_{10})(OH)_4 \cdot 4H_2O$ – никелевый силикат сложного и непостоянного химического состава. Содержание никеля составляет до 35 %. В зависимости от примесей (магний, алюминий и железо) имеет цвет от зеленовато-желтого до густо-зеленого. Встречается в виде гелевидных скоплений и скрытно-кристаллических агрегатов в коре выветривания оливиновых и змеевиковых пород, богатых никелем. Входит в состав силикатных никелевых руд.

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 составляет от 0,3 до 4 %, а соотношение меди и никеля в маломедистых рудах колеблется 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.

24.2. Типы руд

В зависимости от текстурных особенностей сульфидные руды подразделяются на следующие типы: вкрапленные, брекчиевидные, сплошные, прожилково-вкрапленные и прожилковые.

Вкрапленные руды наиболее распространены среди других никелевых сульфидных руд. Сульфидные минералы в этих рудах распределены между серпентизованными оливином и пироксеном. Соотношение никеля, меди и кобальта составляет 55–50:28–23:1.

Брекчиевидные руды относятся к типу богатых промышленных руд. Содержание их в рудных телах колеблется от 2 до 25 %. Руды состоят из обломков оталькованных серпентинитов, филлитов и туффитов, сцементированных мелкозернистой сульфидной массой, состоящей из пирротина, пентландита и халькопирита, содержание которых составляет 60–75 %. Соотношение никеля, меди и кобальта – 56:22:1.

Сплошные сульфидные руды тесно связаны с брекчиевидными в нижних частях рудных тел. Они состоят преимущественно из пирротина (60–80 %), пентландита и халькопирита. Крупность зерен пентландита может достигать 5–10 мм. В процессе метаморфизма в сплошных рудах происходит десульфидизация и окисление первичных сульфидов, в результате чего образуются пирит, магнетит, сидерит и виоларит. Соотношение никеля, меди и кобальта в рудах составляет 35–25:17–14:1.

Прожилково-вкрапленные и прожилковые руды имеют небольшое распространение. Отличаются они тонким взаимным прорастанием основных сульфидных минералов – пирротина, халькопирита и пентландита. Соотношение никеля, меди и кобальта обычно составляет 47:48:1.

Силикатные никелевые руды – это рыхлые и глиноподобные породы коры выветривания ультрабазитов, характеризующиеся невысоким содержанием никеля, но большими запасами. Из этих руд добывается 15–20 % Ni. Главными минералами в них являются гарниерит, непутит и ферригалуазит. Силикатные руды площадного типа связаны с выветриванием серпентинитов этого типа. Никельсодержащие минералы в этих рудах представлены нонтронитом, керолитом, асболаном. С корой выветривания линейно-площадного типа связаны более богатые руды.

Содержание никеля в силикатных рудах редко превышает 0,9–1,4 %. Среди силикатных руд выделяются железистые, кремнистые, магнезиальные и глиноземистые, которые перерабатываются обычно совместно. Соотношение никеля и кобальта в этих рудах составляет 20–30:1. В некоторых месторождениях силикатные руды залегают совместно с железо-никелевыми, содержащими до 50–60 % Fe и до 1,0–1,5 % Ni. Месторождения силикатных никелевых руд, которые не поддаются механическому обогащению, находятся на Южном Урале, в Новой Каледонии, Австралии, Индонезии, на Филиппинах, Кубе, в США и Греции.

24.3. Реагенты для флотации никелевых минералов

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 флотируемость. Часто при флотации медно-никелевых руд применяются дитиофосфаты, которые являются не только хорошими пенообразователями, но и повышают извлечение никельсодержащих сульфидов.

На зарубежных обогатительных фабриках, перерабатывающих никелевые сульфидные руды, применяются амиловый, изопропиловый, изобутиловый и этиловый ксантогенаты. Так, на обогатительных фабриках Канады амиловый ксантогенат используется 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 легкофлотируемые алюмосиликаты (талек, хлорит, серпентин).

Значительные трудности 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 легкофлотируемых минералов пустой породы – алюмосиликатов – для их подавления применяются органические соединения, среди которых наибольшее распространение получила карбоксиметилцеллюлоза, впервые примененная 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 3–3,5 в присутствии серной или сернистой кислоты. Для активации пирротина обычно подается медный купорос (35–50 г/т).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите типы сульфидных никельсодержащих руд в зависимости от текстурных особенностей.
2. Перечислите основные никелевые минералы, напишите их формулы.
3. Каким содержанием никеля характеризуются силикатные руды?
4. Какой тип из сульфидных никелевых руд наиболее распространен?
5. Какие из существующих типов никелевых руд не поддаются механическому обогащению?
6. Какие собиратели предпочтительнее при флотации никелевых минералов?
7. Флотируемость какого минерала выше – пентландита или пирротина? От чего она зависит?
8. С чем связана депрессия пентландита и пирротина в аэрированной щелочной среде?
9. Какие реагенты активируют флотацию никелевых минералов?
10. Какие реагенты-собиратели применяются на зарубежных фабриках при обогащении никелевых сульфидных руд? Каковы их расходы?
11. Назовите реагенты-пенообразователи и их расходы.
12. Перечислите все трудности при обогащении медно-никелевых руд.
13. Назовите реагенты-депрессоры пустой породы и их расходы.

ЛЕКЦИЯ 25

СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

План лекции

- 25.1. Схемы коллективной и селективной флотации сульфидных руд [2, 3].
25.2. Комбинированные схемы переработки окисленных и труднообогатимых руд [2, 3].

25.1. Схемы коллективной и селективной флотации сульфидных руд

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

По *схеме селективной флотации* обогащаются сплошные руды рудника «Комсомольский».

Сплошные сульфидные руды рудника «Комсомольский» ([рис. 48](#)) после среднего и мелкого дробления направляются на измельчение, которое осуществляется в две стадии до крупности 80 % класса $-0,05$ мм. Содержание твердого в сливе гидроциклонов II стадии измельчения достигает 20 %, поэтому слив сгущается до 34 % твердого, при этом удаляется около 50 % воды. Сгущенный продукт затем идет в три контактных чана, куда подается воздух для окисления поверхности сульфидных минералов. После перемешивания в течение 15 мин никелевые минералы подавляются и несколько повышается флотоактивность медных сульфидных минералов. I основная флотация проводится в присутствии этилового дитиофосфата (7 г на 1 % Cu), Т-66 (12 г/т) и МИБК (6–10 г/т). После контрольной флотации, где в пенный продукт доизвлекаются сростки сульфидных минералов при подаче этилового дитиофосфата (1,5 г на 1 % Cu) и Т-66 (2 г/т), выделяются хвосты, направляемые на I флотацию пентландита, где ксантогенатом (25 г/т) извлекаются его крупные зерна.

Хвосты I флотации пентландита доизмельчаются до крупности 92 % класса $-0,044$ мм с предварительной и поверочной классификацией для предотвращения его ошламования. Хвосты II пентландитовой флотации являются готовым пирротиновым концентратом, содержащим 2 % Ni и 0,4 % Cu. Готовый никелевый концентрат – пенный продукт пентландитовой флотации и хвосты грубой медной флотации, питанием которой является концентрат I пентландитовой флотации. Полученный никелевый концентрат содержит 7,0–7,2 % Ni и 2,3 % Cu.



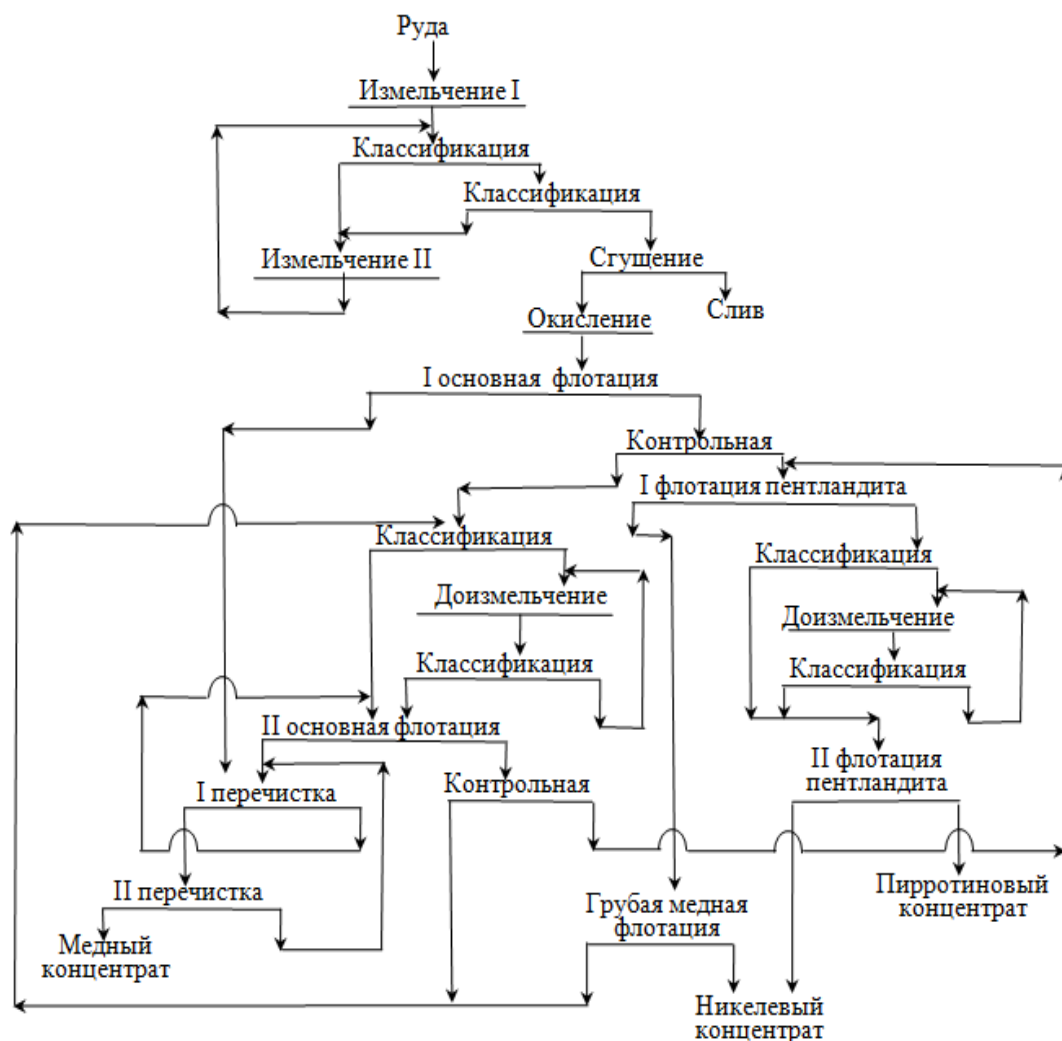


Рис. 48. Схема флотации сплошных сульфидных медно-никелевых руд

Медный концентрат извлекается из концентрата контрольной флотации после доизмельчения до 92 % класса $-0,044$ мм совместно с концентратом грубой медной флотации. После II основной и двух перечистных операций полученный медный концентрат содержит 26–28 % Cu и 1,7–1,9 % Ni. Общий никелевый концентрат содержит 8,0–8,5 % Ni и 4,4–4,7 % Cu. Для подавления пентландита в грубую медную флотацию подается известь, общий расход которой по схеме составляет 0,5 г/т.

Вкрапленные медно-никелевые руды обогащаются по *схеме коллективной флотации* с получением коллективного медно-никелевого концентрата, который в зависимости от соотношения меди и никеля селективно разделяют 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 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 – аполярного 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 тонком их 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 представлены оливином и пироксеном (20–60 %) и продуктами их изменения (80–40 %) – серпентином, серицитом, тальком, хлоритом, слюдами, кальцитом.

Сульфидные минералы и магнетит тесно сростаются 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 повсе-

стно 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 присутствует никель в виде тонкодисперсной либо изоморфной примеси.

Соотношение никеля, меди и кобальта в руде составляет 1:3,3:2,5. С технологической точки зрения руда Ждановского месторождения характеризуется различной флотуемостью сульфидов никеля и отрицательным влиянием шламов силикатных минералов. Флотуемость пентландита этих руд зависит от содержания в нем никеля и железа, с увеличением содержания которых возрастает его флотационная активность и скорость флотации. Плохо флотуется 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.

Ждановская обогатительная фабрика введена в эксплуатацию в 1965 г. Технологическая схема обогащения медно-никелевых руд на этой фабрике показана на [рис. 49](#). Руда крупностью 1 200 мм дробится в три стадии до 25 мм. I стадия дробления осуществляется в конусной дробилке ККД-1500/180, куда руда подается 100-тонными думпкарами. Крупнодробленая руда направляется в корпус среднего и мелкого дробления, где установлены каскадно три дробилки КСД-2200Б и шесть дробилок КМД-2200 и КМД-2200. Предварительное грохочение перед мелким дроблением осуществляется на шести инерционных грохотах 173-Гр.

После I стадии измельчения в шаровых мельницах МШР-3600Х5000, работающих в замкнутом цикле со спиральным классификатором (один двухспиральный классификатор диаметром 3 000 мм на две мельницы), до крупности 45–50 % класса –0,074 мм пульпа при содержании твердого 41–43 % направляется на межцикловую флотацию. Для создания щелочной среды в мельницы подается кальцинированная сода (710 г/т), сюда же в качестве собирателя вводится бутиловый ксантогенат (60–75 г/т). Для активации никелевых сульфидов в межцикловую флотацию подается медный купорос (до 9 г/т) и бутиловый дитиофосфат (7–20 г/т).

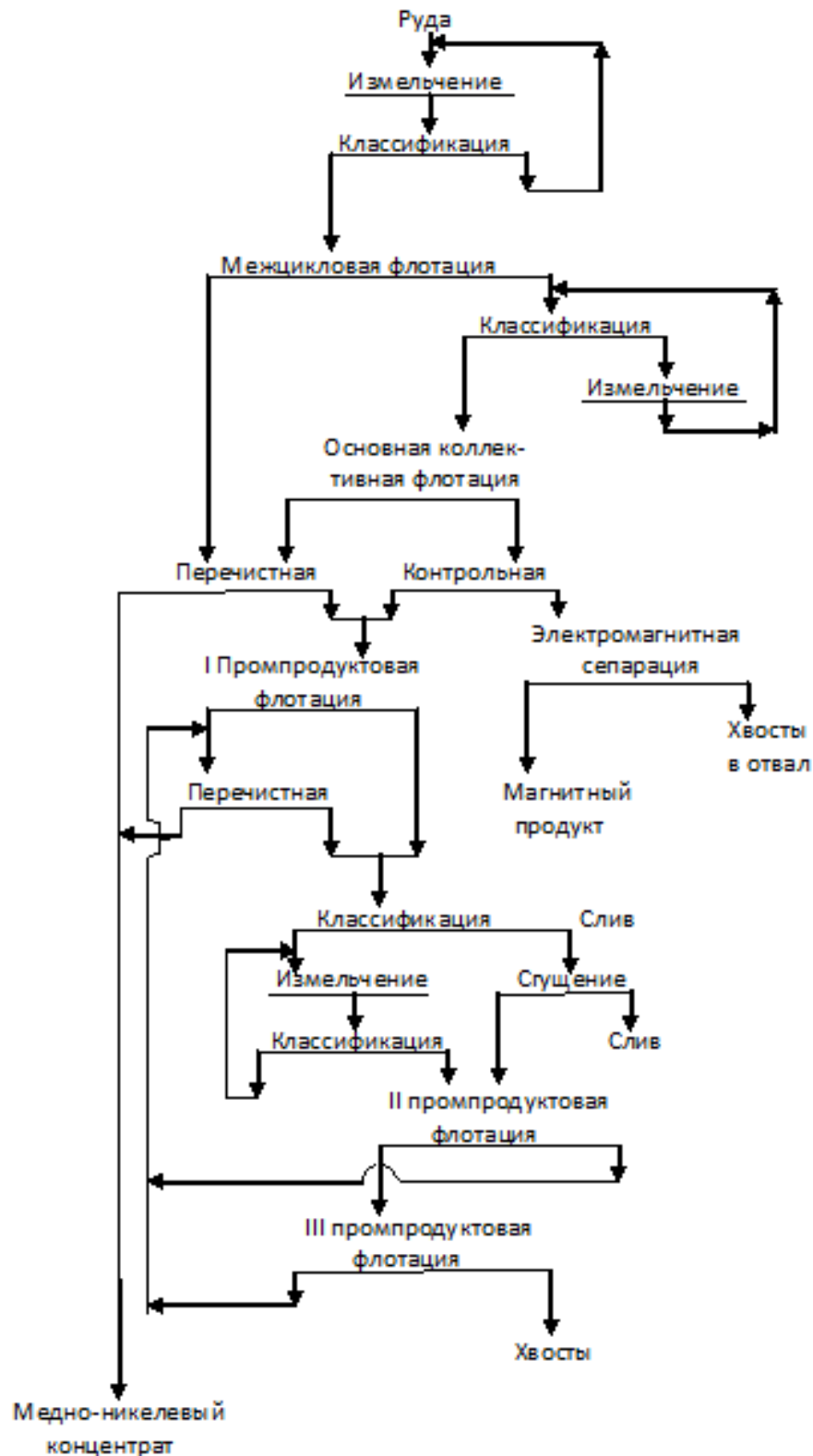


Рис. 49. Технологическая схема обогащения медно-никелевых руд на Ждановской фабрике

Хвосты межциклового флотации доизмельчаются в шаровых мельницах МШЦ-3600Х5500, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами ГЦ-50. В мельницы II стадии подается бутиловый ксантогенат (40–50 г/т). Слив гидроциклонов крупностью 80–85 % класса –0,074 мм направляется на основную коллективную флотацию с подачей медного купороса (0–9 г/т) и

бутилового дитиофосфата (5–15 г/т). Концентраты межцикловой и основной коллективной флотации объединяются и перечищаются при подавлении минералов пустой породы КМЦ, которая подается на каждую перечистную флотацию при общем расходе 400–560 г/т. Полученный коллективный медно-никелевый концентрат содержит 5,8–6 % Ni, 2,3–2,75 % Cu и до 0,2 % Co при извлечении меди и никеля около 75 %, а кобальта 65 %.

Хвосты основной коллективной флотации подвергаются контрольной, куда подается медный купорос (0–5 г/т), бутиловый ксантогенат (8–10 г/т) и бутиловый дитиофосфат (0–5 г/т). Из хвостов контрольной флотации магнитной сепарацией на барабанном магнитном сепараторе при напряженности магнитного поля 80–96 кА/м извлекается магнетит. Промпродукты (хвосты перечистой и концентрат контрольной флотации) доизмельчаются до крупности 90 % класса –0,044 мм и флотируются в отдельном цикле. После перечистки концентрата промпродуктовой флотации, которая проводится в присутствии КМЦ (150 г/т), пенный продукт присоединяется к медно-никелевому концентрату.

Готовый медно-никелевый концентрат после сгущения подается в цех обжига для окомкования и термического упрочнения окатышей, которые затем направляются в металлургическое производство.

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 %.

25.2. Комбинированные схемы переработки окисленных и труднообогатимых руд

Коллективные концентраты, имеющие отношение меди к никелю менее двух, направляются на металлургический завод, где плавятся с получением файнштейна. При медленном охлаждении жидкого файнштейна под слоем песка со скоростью 5–10 °С/мин выделяются крупнозернистые соединения халькозина Cu_2S и хизлевудита Ni_3S_2 , а также в виде металлического медно-никелевого сплава. После охлаждения и затвердевания в течение 36–40 ч файнштейн измельчают до крупности –0,5 мм и флотируют в сильнощелочной среде при $\text{pH} = 12$, создаваемой едким натром и содой. При подаче бутилового ксантогената в пенный продукт извлекаются сульфиды меди, а в камерном продукте остаются сульфиды никеля и медно-никелевый сплав. Медный концентрат обычно содержит 68–69 % Cu и до 8–9 % Ni, никелевый концентрат – 64–67 % Ni и 4–8 % Cu (табл. 14).

Таблица 14

Показатели флотационного разделения медно-никелевого файнштейна

Продукт	Массовая доля, %			Извлечение, %		
	никеля	меди	кобальта	никеля	меди	кобальта
Концентрат:						
медный	4,8	68	0,2	3	91	7
никелевый	67	4,2	1,1	96	8	92
файнштейн	38,2	33,9	0,7	100	100	100

Для медно-никелевых руд промышленное применение нашли *схемы с тяжелосредным обогащением.*

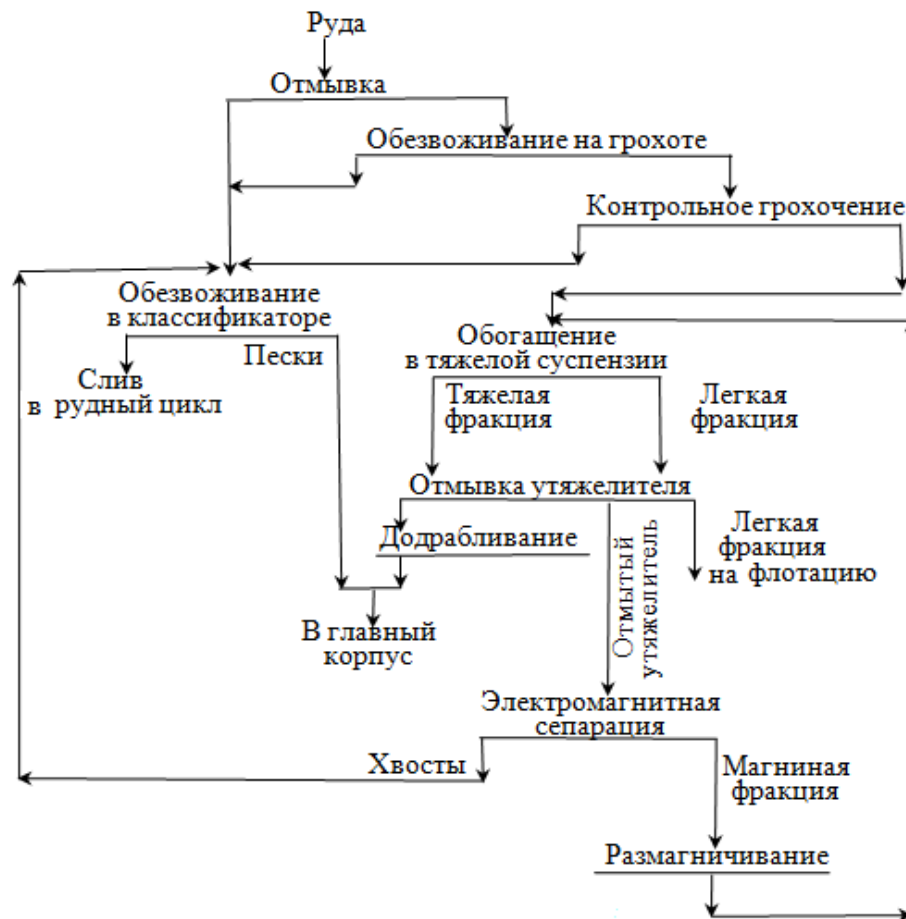


Рис. 50. Схема обогащения медно-никелевых руд в тяжелой суспензии

Сульфидные руды одного из рудников (рис. 50) подвергаются двухстадиальному дроблению до крупности $-100 + 0$ мм. После II стадии дробления руда проходит отмывку на грохотах 253 Гр с размером отверстий сита 8 мм, надрешетный продукт этих грохотов направляется на обогащение в тяжелой суспензии, которое проводится для отделения жильной руды от вкрапленной и бетоносодержащей закладки, попадающей в руду при горных разработках.

Разделение осуществляется в шнековом сепараторе при плотности суспензии $3,0-3,1$ г/см³. Суспензоид – гранулированный ферросилиций плотностью $6,8$ г/см³. Легкая фракция из сепаратора вместе с суспензией направляется на грохот 253 Гр со щелевидным ситом, имеющим отверстия размером 2 мм, где происходят дренирование и отмывка утяжелителя, направляемого на регенерацию. Отмытая легкая фракция транспортируется в главный корпус для дальнейшей переработки. Тяжелая фракция после отмывки утяжелителя и додрабывания отправляется в бункера измельчительно-флотационного цеха.

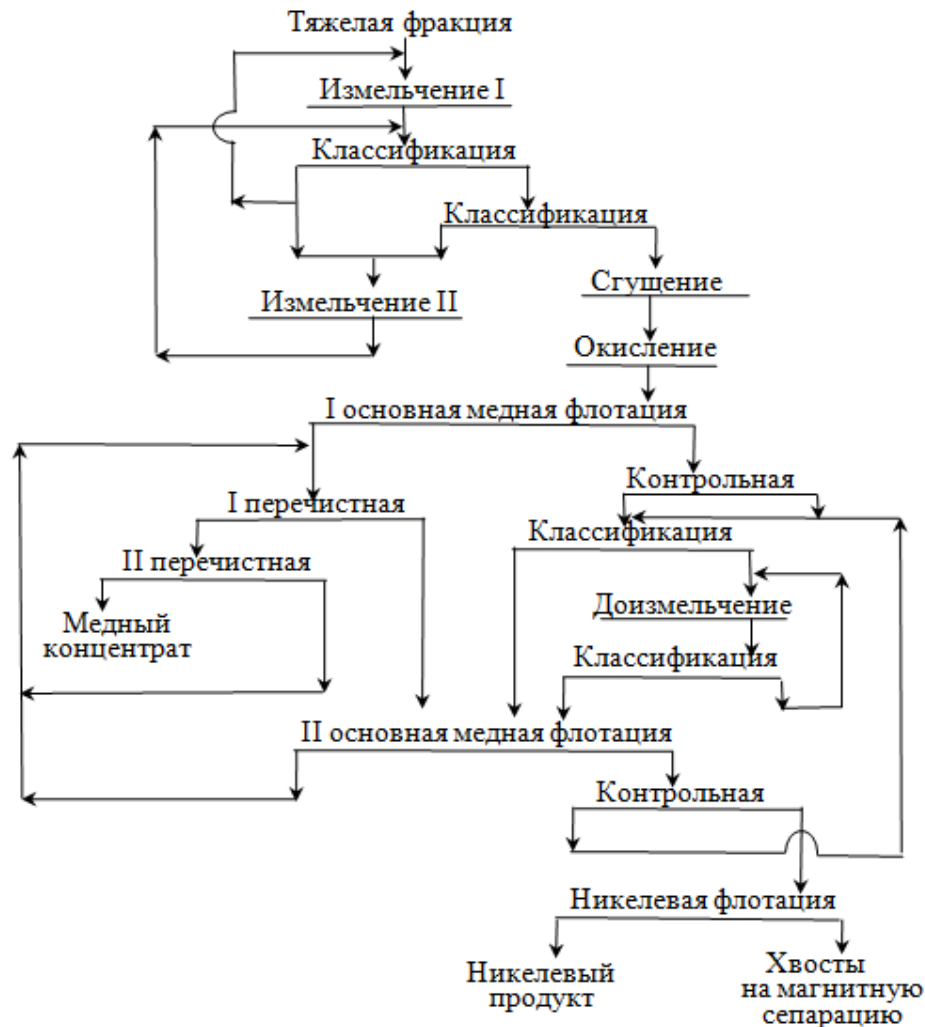


Рис. 51. Схема флотации тяжелой фракции, выделенной при обогащении медно-никелевой руды в тяжелой суспензии

Для предотвращения ошламования сульфидных минералов ввиду их тонкой взаимной вкрапленности при обогащении применяется трехстадиальная схема измельчения и флотации с получением медного концентрата, медно-никелевого промпродукта, направляемого на секцию селективной флотации пирротинового и магнетитового концентратов. После двухстадиального измельчения в шаровых мельницах до крупности 80 % класса $-0,05$ мм (рис. 51) пульпа сгущается до содержания твердого 35 % и направляется в контактные чаны, куда подается воздух. При подаче в чаны серной кислоты (0,5–3 кг/т) в присутствии воздуха никелевые минералы окисляются, их флотация подавляется и они уходят в камерный продукт флотации с добавлением этилового аэрофлота (6–8 г на 1 % Cu), бутилового дитиофосфата (5 г на 1 % Cu), МИБК (25 г на 1 % Cu) и Т-66 (2–3 г/т).

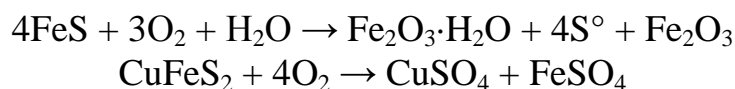
Концентрат I основной медной флотации дважды перечищается с получением медного концентрата, содержащего 26–28 % Cu и 1,7 % Ni. Хвосты I основной флотации после контрольной флотации (этиловый дитиофосфат – 1,5 г на 1 % Cu, бутиловый дитиофосфат – 2 г на 1 % Cu, МИБК – 1 г на 1 % Cu

и Т-66 –2–3 г/т) доизмельчаются до 90–95 % класса –0,05 мм и подвергаются II основной медной контрольной флотации. Из хвостов этой и предыдущей контрольной флотации при рН 9,5–10,0 проводится никелевая флотация при подаче ксантогената (20–30 г/т) и Т-66 (10 г/т).

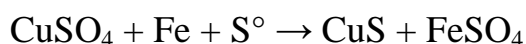
Никелевый промпродукт направляется на секцию селективной флотации. Хвосты никелевой флотации, содержащие основную массу пирротина, могут направляться на магнитную сепарацию для извлечения магнетита и связанных с ним платиноидов. Хвосты контрольной магнитной сепарации, которая, как и основная, проводится в магнитных сепараторах ЭВМ при напряженности магнитного поля 88–112 кА/м, являются пирротиновым концентратом, содержащим 1,5–1,8 % Ni, 1–2 % Cu.

С пирротиновым концентратом теряется около 10–20 % Ni, поэтому для его переработки используется комбинированная технология автоклавно-окислительной и флотационной переработки (рис. 52).

Пирротиновый концентрат крупностью 90 % класса –0,044 мм подвергается автоклавно-окислительному выщелачиванию при Т:Ж = 1:1, температуре 108 °С, давлении 150 кПа в присутствии воздуха, обогащенного кислородом (содержание кислорода 60 %). При этом сульфидные минералы окисляются и выщелачиваются по реакциям



При рН 1,6–2,0 происходит практически полное разложение пирротина. После агрегации серы при температуре 135–140 °С и давлении 40–50 кПа при рН 3 осаждаются сульфиды меди. Серные гранулы, содержащие 80–85 % S, выделяются в спиральном классификаторе, слив которого подается на осаждение металлов губчатым железом и элементарной серой:



При серосульфидной флотации выделяется серосульфидный концентрат, содержащий 20 % элементарной серы, и хвосты, содержащие 0,25 % Ni и 0,15 % Cu. Серосульфидный концентрат после разваривания в присутствии сернистого натрия при температуре 135–145 °С направляется на серную флотацию, которая проводится с добавлением керосина (1 кг/т) и Т-66 (100 г/т). Полученный сульфидный концентрат, содержащий 8 % Ni, 3–5 % Cu и не более 5 % элементарной серы, направляется на пирометаллургическую переработку. Хвосты серной флотации являются серным концентратом, содержащим более 70 % элементарной серы, и направляются на автоклавную выплавку серы.

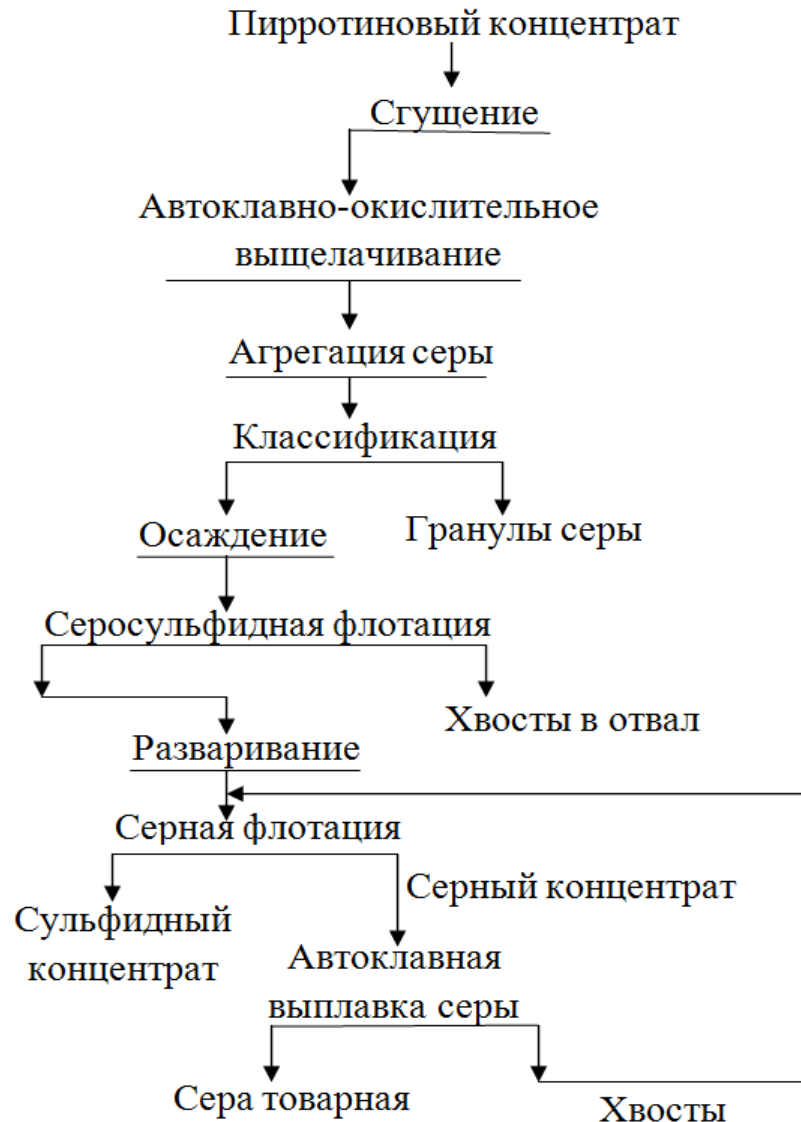


Рис. 52. Технологическая схема переработки пирротиновых концентратов

Применение такой комбинированной технологии позволяет повысить общее извлечение никеля из руды до 99 %.

Вопросы и задания для самопроверки

1. По каким схемам обогащаются медно-никелевые руды?
2. До какой крупности измельчаются сплошные сульфидные руды рудника «Комсомольский» перед обогащением?
3. Для чего применяется операция окисления перед флотацией?

4. Назовите реагенты, подаваемых в I основную флотацию. Каковы их расход и назначение?
5. Какие минералы перерабатывают в I основной флотации?
6. Какой собиратель используется при флотации пентландита?
7. Какие операции включает схема флотации сплошных сульфидных медно-никелевых руд рудника «Комсомольский»?
8. Получение каких концентратов с какими показателями обеспечивает применяемая технология?
9. По какой схеме обогащаются вкрапленные медно-никелевые руды?
10. Назовите соотношение меди и никеля в коллективном концентрате, при котором его разделяют на медный и никелевый концентраты или подвергают плавке с получением файнштейна.
11. До какой крупности измельчатся руда в I стадии по схеме коллективной флотации?
12. С чем связана необходимость подачи собирателя в мельницу?
13. С какой целью применяется раздельная флотация песков и шламов?
14. На какой фабрике используется схема коллективной флотации медно-никелевых вкрапленных руд?
15. Расскажите об особенностях вещественного состава медно-никелевых руд Ждановского месторождения.
16. С чем связана необходимость включения в схему операции электромагнитной сепарации?
17. Назовите показатели коллективного медно-никелевого концентрата, получаемого на Ждановской фабрике.
18. В какие операции схемы подается КМЦ, с какой целью и в каком количестве?
19. Как перерабатываются промпродукты по технологической схеме Ждановской фабрики?
20. Куда поступают коллективные концентраты, в которых соотношение меди к никелю менее двух?
21. Назовите продолжительность охлаждения и затвердевание файнштейна.
22. До какой крупности измельчают файнштейн?
23. В какой среде флотируют файнштейн и чем она создается?

24. Какие продукты получаются в результате флотации файнштейна? Назовите их показатели.
25. Какие основные операции включают схемы с тяжелосредним обогащением медно-никелевых руд?
26. До какой крупности дробится руда перед обогащением в тяжелой суспензии?

27. Какая поддерживается плотность суспензии при обогащении медно-никелевых руд?
28. Что применяется в качестве суспензоида?
29. Сколько стадий измельчения включает схема обогащения медно-никелевых руд для предотвращения ошламования сульфидных минералов?
30. В каком продукте концентрируются никелевые минералы?
31. Какой реагентный режим и условия флотации используются для выделения никелевого концентрата из тяжелой фракции тяжелосреднего обогащения?
32. Куда направляются хвосты никелевой флотации?
33. Сколько никеля теряется с пирротиновым концентратом?
34. Какой способ используется для переработки пирротинового концентрата?

ЛЕКЦИЯ 26

МЕДНО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ.

МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ

План лекции

26.1. Вещественный состав [1, 3].

26.2. Типы руд [1, 3].

26.1. Вещественный состав

Среднее содержание цинка в земной коре (кларк) составляет $8,3 \cdot 10^{-3}$ % по массе. 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. 15).

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).

Таблица 15

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	3,58–3,8	2,5
Каламин	$2ZnO_4 \cdot SiO_2 \cdot H_2O$	53	3,4–3,5	4–5
Цинкит	ZnO	80,3	5,7	5–6
Виллемит	$2ZnO \cdot SiO_2$	59,1	4,1	4
Франкилит	$(Zn, Mn)O \cdot Fe_2O_3$	–	5,0–5,2	6

Структура сфалерита – плотнейшая кубическая упаковка из атомов серы, в тетраэдрических пустотах которой находятся атомы цинка. В природ-

ных 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 10^{12} Ом·м. Наличие электропроводности у сфалерита объясняется присутствием примесей, прежде всего железа, которое ввиду близости ионных радиусов с цинком может его изоморфно замещать в кристаллической решетке.

Смитсонит $ZnCO_3$ (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*, $2ZnO \cdot SiO_2 \cdot H_2O$ 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 (рис. 53). Недостаточная степень раскрытия сrostков сульфидных минералов при переизмельчении их части на некоторых фабриках обусловлена также многообразием 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 стадийности схем измельчения и флотации (учитывая полидисперсную вкрапленность минералов меди, цинка, пирита и наличие различных их генераций), совершенствования и оптимизации селективной флотации тонкоизмельченных материалов.

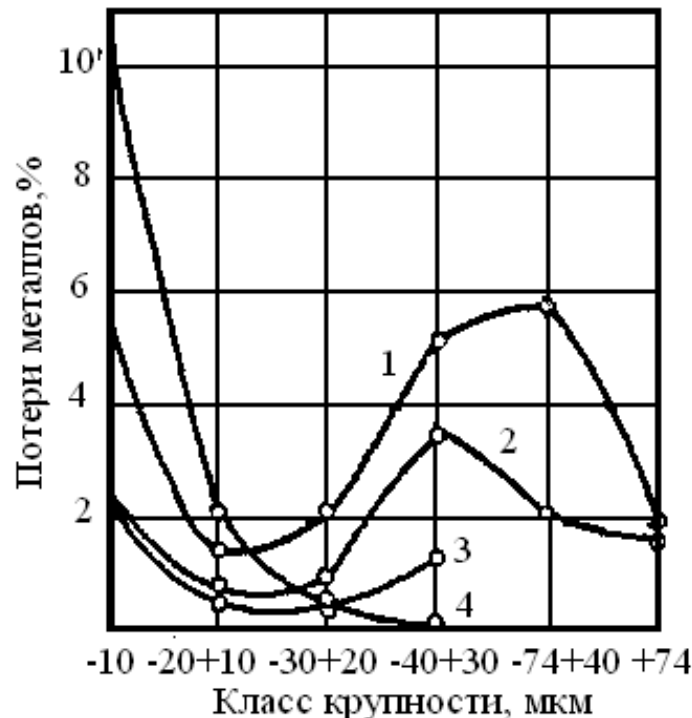


Рис. 53. Потери меди (1) и цинка (2) в хвостах, меди в цинковом (3) и цинка в медном (4) концентратах по классам крупности (по данным В.А. Бочарова, М.Я. Рыскина, В.Н. Филимонова и др.)

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 флотуемость различных сульфидов меди и цинка (рис. 54). Вторичные сульфиды меди (ковеллин, борнит, халькозин), не затронутые процессами окисления, обычно обладают более высокой флотационной способностью, чем халькопирит, который, в свою очередь, флотуется лучше, чем теннантит или тетраэдрит. Причиной неодинаковой флотуемости разных сульфидов меди являются различия в природе их поверхности, способности к окислению и в значениях необходимой концентрации собирателя при флотации. Одна из причин неодинаковой флотуемости разновидностей сфалерита – различное содержание в них изоморфной примеси железа (от 0 до 20 %), кадмия (до 2,5 %), индия, галлия.

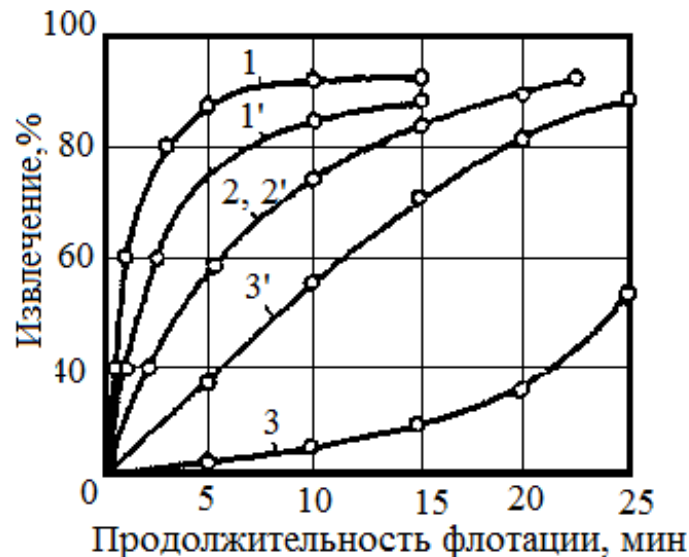


Рис. 54. Естественная флотируемость минералов цинка (1–3) и меди (1'–3') из медно-цинковых руд различных месторождений (по данным В.А. Бочарова, М.Я. Рыскина, В.Н. Филимонова и др.)

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 активация 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, создающих 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 особенности флотационных свойств разделяемых минералов.

26.2. Типы руд

Запасы медно-цинковых руд сосредоточены в основном в России, Канаде, Финляндии, Норвегии и Японии. Они представлены двумя типами – вкрапленные, содержание сульфидов в которых не превышает 20–50 %, и сплошные, или колчеданные, в которых содержание сульфидных минералов, и в первую очередь пирита, может достигать до 90 % и более.

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, в них наблюдается 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. Отмечается три генерации халькопирита, имеющего размер выделений 0,001–2 мм и связанного 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.

В верхних горизонтах Гайского и Учалинского месторождений и в нижних горизонтах Карабашского и других месторождений встречаются борнит, халькозин и ковеллин, которые образуют тонкие сростания со сфалеритом и включения в других сульфидах. Размер зерен этих минералов составляет 0,05–3 мм.

Сложные условия образования рудных минералов уральских месторождений обусловили развитую трещиноватость пирита, наличие халькопирита и сфалерита (между зернами пирита, который находится в тесном сростании с ними. Для раскрытия этих сложных по структуре и крупности сростков требуется измельчение до 100 % класса –0,02 (0,03) мм, в то время как отде-

ление сульфидных минералов от минералов пустой породы происходит при измельчении руды до 60–70 % класса –0,074 мм.

Наличие в руде различных сульфидов меди, а также сульфатов и окислов меди, присутствие сфалерита, обладающего различной степенью флотуемости, и флотоактивного пирита, неблагоприятное соотношение в руде меди и цинка (от 1:2 до 1:0,3) создают значительные трудности в осуществлении селективной флотации и делают медно-цинковые руды Урала труднофлотуемыми.

Медно-цинковые руды Канады в основном *вкрапленные*. Соотношение меди и цинка в них составляет от 1:1,5 до 1:6, что является благоприятным для их извлечения. Содержание меди в руде 1–4 %, цинка – 2–8 %, серы в виде пирита – 10–25 % (реже 35–38 %). Сульфидные минералы – халькопирит, сфалерит и пирит – крупно и равномерно вкраплены в пустой породе, поэтому они освобождаются при измельчении до 70–80 % класса –0,074 мм. Крупнейшие медно-цинковые месторождения Канады: Руттен, Фокс Лейк, Маттагами, Норанда, Экстол и др.

Сульфидные более тонковкрапленные руды перерабатываются на фабриках Финляндии. Основные запасы медно-цинковых руд сосредоточены в месторождении Пюхасалми. Рудные минералы – сфалерит, халькопирит и пирит. Нерудные минералы и агрегаты – кварц, гнейсы, барит и серицитокварциты. Иногда в рудах присутствуют значительные количества вторичных минералов меди. Встречаются арсенопирит, молибденит, золото. Руды отличаются большой абразивностью.

Жильные медно-цинковые руды обогащаются на фабриках Японии. В основном эти руды являются легкообогатимыми, так как пустая порода в них представлена кварцем. Однако имеются значительные запасы труднообогатимых так называемых «черных руд», или «Куроко», которые характеризуются тонкой вкрапленностью полезных минералов, сложным вещественным составом, присутствием первичных шламов. В «черных рудах» полезные минералы представлены сфалеритом, галенитом, халькопиритом и тетраэдритом. Минеральный состав руд сложен. Руды отличаются невысоким содержанием меди (0,44–2,3 %), цинка (0,33–2,61 %), золота (0,2–0,84 г/т) и серебра (10–30 г/т).

Текстура руд от вкрапленной до сплошной массивной. В зоне вторичного обогащения встречаются вторичные минералы меди, а также окисленные минералы меди, свинца, цинка и железа. Вмещающие породы – риолит, кварц, риолитовая лава, вулканические туфы, глины, аргиллиты. Руды отличаются непостоянством вещественного состава, легкой окисляемостью сульфидных минералов. Все это делает руды труднообогатимыми, требует введения операций протирки, промывки, подогрева пульпы и т.п. Эти руды перерабатываются на фабриках «Хитачи», «Камикита», «Осоридзава» и др.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Назовите основные промышленные минералы цинка, напишите их формулы.
2. Какие изоморфные примеси присутствуют в сфалерите?
3. Чем отличается сфалерит от вюрцита?
4. Как называются разновидности сфалерита: богатая и малосодержащая железо?
5. Чем обусловлены трудности обогащения медно-цинковых руд?
6. Какая крупность измельчения необходима для вкрапленных сульфидных и сплошных колчеданных руд?
7. Каковы основные меры по преодолению трудностей, препятствующих достижению высоких показателей обогащения медно-цинковых руд?
8. В каких странах сосредоточены основные запасы медно-цинковых руд?
9. Каковы особенности вещественного состава медно-цинковых руд Урала?
10. Назовите минералы пустой породы.
12. Какое соотношение меди и цинка в рудах Урала и Канады?
13. Какие особенности медно-цинковых руд Канады делают их более благоприятными для обогащения?
14. Назовите крупнейшие медно-цинковые месторождения Канады и Финляндии.
15. Чем характеризуются «черные руды»?
16. На каких фабриках перерабатываются «черные руды»?

ЛЕКЦИЯ 27

ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ ЦИНКА

План лекции

27.1. Флотационные свойства минералов цинка [2, 3].

27.2. Реагенты, применяемые для флотации цинковых минералов [2, 3].

27.1. Флотационные свойства минералов цинка

Флотационные свойства сфалерита изучены достаточно подробно. Его флотлируемость, как установлено многочисленными исследованиями, зависит от вещественного состава и элементов, которые могут входить в виде изоморфной примеси в его кристаллическую решетку. Они оказывают влияние на характер взаимодействия сфалерита с собирателями, подавителями и активаторами.

Особенно большое влияние на флотлируемость сфалерита оказывает двухвалентное железо. Однако однозначной зависимости между флотлируемостью сфалерита и содержанием в нем железа (0,64–19,5 %) не наблюдается. Флотационные свойства сфалерита зависят не только от содержания примесного железа, но и от того, в какой форме оно находится: в виде изоморфной примеси или в виде эмульсионной вкрапленности пирротина. При изоморфной форме примесного железа флотлируемость 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 флотлируемости неактивированного сфалерита, что объясняется слабой прочностью закрепления ксантогената вследствие хорошей растворимости образующихся ксантогенатов цинка и железа.

Окисленные цинковые минералы, и прежде всего смитсонит и каламин, очень плохо сульфидизируются. Кроме того, эти минералы присутствуют в зоне окисления руд цветных металлов, где имеются не только обычные железосодержащие минералы (лимонит), но и растворимые соли, которые нивелируют флотационные свойства окисленных минералов и значительно осложняют их селективную флотацию.



Процесс сульфидизации окисленных цинковых минералов, осуществляемый сернистым натрием, значительно улучшается в присутствии активатора (медного купороса) при низких значениях pH и температуре 50–60 °С. В этих условиях после сульфидизации смитсонит и каламин можно флотировать ксантогенатами.

Наиболее высокие результаты флотации смитсонита и каламина обеспечивает применение катионных собирателей, и прежде всего прямоцепочечных алифатических аминов. Как показала практика на фабриках Италии, адсорбция этих собирателей улучшается после обработки минералов медным купоросом или сернистым натрием.

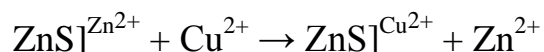
27.2. Реагенты, применяемые для флотации цинковых минералов

Неактивированный свежееобнаженный сфалерит обладает достаточно хорошей естественной флотиремостью и может флотироваться в кислой среде одним вспенивателем. Добавки углеводородов, например керосина, повышают флотиремость такого сфалерита. В отличие от других сульфидов окисление поверхности сфалерита приводит к снижению его флотиремости, 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 встречаются оба продукта окисления сфалерита. Если в сфалерите имеется железо, то в продуктах реакции окисления присутствуют $\text{Fe}(\text{OH})_3$, $\text{Fe}(\text{OH})_2$ 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 повышения флотиремости 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. Активация происходит в результате обмена катионов цинка кристаллической решетки сфалерита на катионы меди по следующей схеме:



Обмен прекращается при образовании монослоя CuS. При этом максимум адсорбции меди наблюдается при pH около 6 (рис. 55). Для флотации сфалерита с небольшим содержанием железа достаточно, чтобы на его поверхности сорбировалось около 22–25 % условного монослоя CuS. Для сфалерита с высоким содержанием железа нужен более плотный сорбционный слой. Предварительная активация сфалерита ионами меди увеличивает сорбцию собирателя и значительно повышает прочность его закрепления.

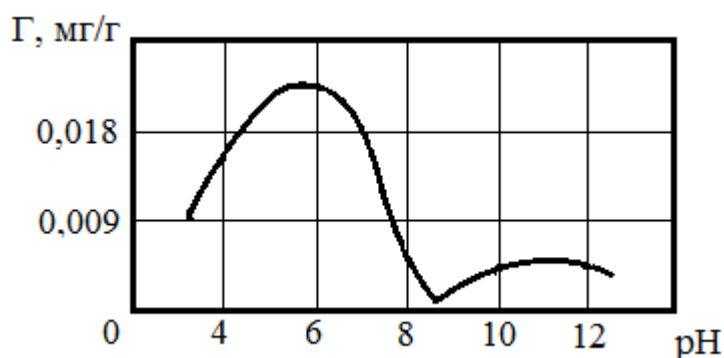


Рис. 55. Влияние pH на адсорбцию меди цинковой обманкой

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 в соотношении 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 $[\text{Zn}_\alpha(\text{OH})_\beta(\text{CO}_3)_\gamma]$ и цианида цинка $[\text{Zn}(\text{CN})_2]$. Депрессирующее действие смеси цианида с цинковым купоросом может быть при этом обусловлено:

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

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

3) налипанием гидрофильных тонкодисперсных осадков цианида и гидратакарбоната цинка.

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

В результате этого при рН пульпы 7,5–9,0, создаваемой 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 разделения 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 продуктов, 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, образующего 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. Избыточный его расход в коллективном и медном циклах приводит обычно к резкому снижению эффективности действия подавителей, несмотря на увеличение их расхода, и значительному возрастанию потерь металлов в разноименных концентратах.

Вопросы и задания для самопроверки

1. От чего зависит флотирруемость сфалерита?
2. Назовите величину примесного содержания железа в сфалерите.
3. Перечислите депрессоры сфалерита.
4. Назовите наиболее благоприятные условия активации окисленных цинковых минералов.
5. С какой целью применяются алифатические амины при флотации смитсонита и каламина?
6. Назовите продукты окисления цинка, находящиеся во флотационной пульпе.
7. Какие пенообразователи применяют в основном на зарубежных фабриках?
8. Какую функцию выполняет медный купорос при флотации сульфидов цинка?
9. Чем подавляется активированный сфалерит?
10. Расскажите о режиме Шеридана – Гризвольда, расходе реагентов и их назначении.
11. Чем обусловлено депрессирующее действие смеси цианидов с цинковым купоросом?
12. Назовите успешные заменители цианидов, их расходы.
13. В каком случае применяются ферри- и ферроцианиды?
14. Как влияет собиратель на эффективность действия реагентов-депрессоров?

ЛЕКЦИЯ 28

СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД

План лекции

28.1. Селективные схемы обогащения [2, 3].

28.2. Коллективно-селективные схемы обогащения [2, 3].

28.1. Селективные схемы обогащения

Медно-цинковые руды относятся к наиболее сложным для селективной флотации. Как отмечалось выше, это объясняется прежде всего сложностью их вещественного состава, характером вкрапленности ценных минералов, близостью флотационных свойств минералов меди и цинка. Медно-цинковые руды обогащаются по схеме прямой селективной или коллективно-селективной флотации.

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

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

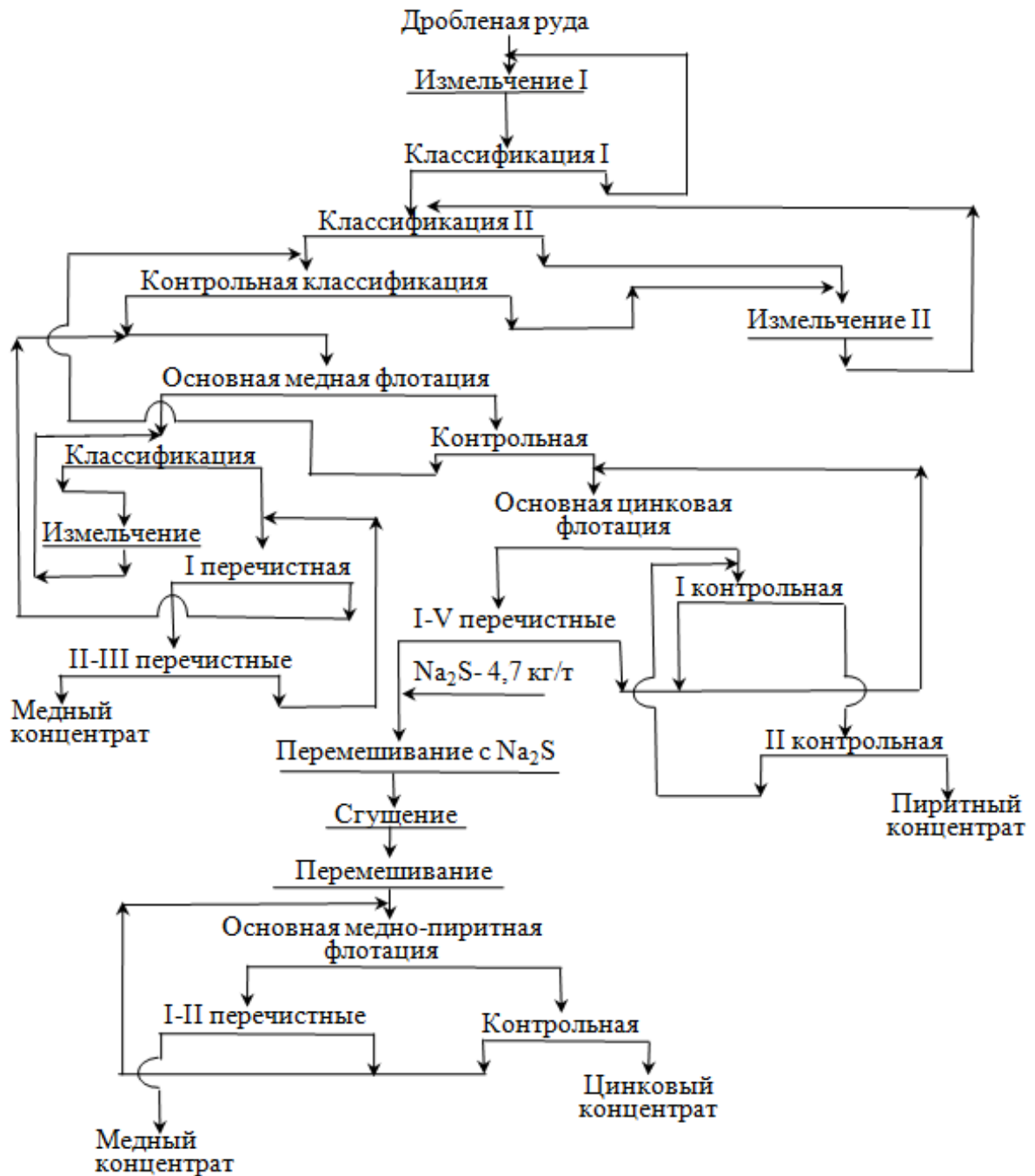


Рис. 56. Схема селективной флотации медно-цинковых руд на Сибайской фабрике

Медно-цинковые руды Сибайского месторождения обогащаются по схеме селективной флотации (рис. 56). Для подавления сфалерита в измель-

чение подаются сульфит натрия (50 г/т) и цинковый купорос (50 г/т), для подавления пирита – известь (400 г/м^3 свободной СаО). Медная флотация проводится с подачей бутилового ксантогената (90–150 г/т) и пенообразователей – бутилового дитиофосфата и флотомазла. Цинковая флотация осуществляется при щелочности пульпы $800\text{--}900 \text{ г/м}^3$ свободной СаО после активации сфалерита медным купоросом (400 г/т). Расход ксантогената на цинковую флотацию составляет 90–140 г/т.

В перечистных операциях цинкового цикла щелочность пульпы повышается до $1\ 300 \text{ г/м}^3$ свободной СаО. Однако, несмотря на это, содержание цинка в цинковом концентрате не превышает 29–30 %, поэтому он подвергается обезмеживанию и обезжелезнению (медно-пиритной флотации). Перед основной медно-пиритной флотацией пульпу сгущают до 76 % твердого и перемешивают с FeSO_4 до содержания свободной СаО $140\text{--}350 \text{ г/м}^3$. В основную медно-пиритную флотацию подают соду (230 г/т), цинковый купорос (1 150 г/т) и ксантогенат (570 г/т).

После обезмеживания содержание меди в цинковом концентрате снижается с 0,79 до 0,56 %, а содержание цинка возрастает до 51–52 %. Полученный при обезмеживании медно-пиритный продукт присоединяется к медному концентрату, который содержит 19–20 % Cu при извлечении 83–84 %. Получаемый пиритный концентрат содержит 45–46 % S при извлечении 74–75 %.

При обогащении медно-цинковых руд по прямым селективным схемам для повышения качества медного концентрата его доизмельчают перед перечистными операциями. Промпродукты после доизмельчения часто флотируются в отдельном цикле с получением отвальных хвостов и медного концентрата, направляемого на перечистки концентрата основного цикла.

Если в цинковом концентрате содержание цинка не превышает 37–40 %, то он направляется на операцию обезмеживания и обезжелезнения, осуществляемую по методу В.А. Конева и Л.В. Дебтивной. При этом полученный цинковый концентрат после сгущения до 60 % твердого доизмельчается, если это необходимо, отмывается в сгустителях и после перемешивания с содой и цинковым купоросом направляется на медно-пиритную флотацию при pH 7–8. Пенный продукт – медно-пиритный концентрат – присоединяется к готовому медному концентрату, а камерный продукт является кондиционным цинковым концентратом.

28.2. Коллективно-селективные схемы обогащения

Перед коллективной флотацией вкрапленные руды подвергают грубому измельчению до крупности 45–60 % класса $-0,074 \text{ мм}$, при котором происходит отделение основной массы сульфидных минералов от минералов

пустой породы. Коллективная флотация сульфидов при переработке сплошных руд проводится при измельчении исходной руды до 85–90 % класса –0,074 мм и обязательно в известковой среде (200–500 г/м³ свободной СаО) для подавления основной массы пирита.

В качестве собирателя на отечественных фабриках используются в основном ксантогенаты и дитиофосфаты (150–200 г/т), в качестве пенообразователя – Т-80.

Если в руде присутствуют две разновидности сфалерита, то в коллективный концентрат сначала извлекаются сульфиды меди и высокоактивный сфалерит, а сфалерит, обладающий невысокой флотационной активностью, извлекается в цикле цинковой флотации после активации медным купоросом.

Коллективный медно-цинковый концентрат перед разделением обязательно доизмельчается в известковой среде и подвергается операции десорбции сернистым натрием (0,2–3,0 кг/т руды) и активированным углем (до 0,3 кг/т руды). Десорбция проводится в контактном чане при содержании твердого 55–60 % или совмещается с доизмельчением коллективного концентрата.

Коллективный медно-цинковый концентрат можно разделять как цианидным, так и бесцианидным способом. В первом случае в мельницы доизмельчения или непосредственно в контактный чан перед медной флотацией подается смесь цианида и цинкового купороса. Во втором случае цианид заменяется сернистым натрием, сернистым газом, сульфитом или тиосульфатом, которые в сочетании с цинковым купоросом являются хорошими подавителями сфалерита. Расход их обычно составляет, г/т руды: 0,1–0,2 сернистого натрия; 0,2–0,3 сульфита натрия и 0,3–0,5 цинкового купороса. Медная флотация проводится в присутствии ксантогената и вспенивателя. В перечистные операции для повышения качества медного концентрата подаются также сернистый натрий, цинковый купорос и обязательно известь (до 500–700 г/м³ свободной СаО). Из хвостов медной флотации после активации медным купоросом (0,1–0,3 кг/т) флотируется сфалерит. Для подавления пирита щелочность пульпы повышается до 800–1 000 г/м³ свободной СаО в основной цинковой флотации и до 1 100–1 200 г/м³ свободной СаО в перечистных операциях.

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.

На Гайской фабрике коллективно-селективная схема применяется для сплошных и вкрапленных руд. Сульфидные минералы в рудах этого место-

рождения представлены пиритом, халькопиритом, халькозином и сфалеритом, а минералы пустой породы – кварцем, полевыми шпатами и серицитом.

Особенностью вкрапленных руд Гайского месторождения является довольно крупная вкрапленность сульфидных минералов в пустой породе, отделение которых достигается при измельчении до 70 % класса $-0,074$ мм. В то же время сульфиды отделяются друг от друга при измельчении до 98–100 % класса $-0,074$ мм.

Руды отличаются непостоянством состава медных минералов. Относительное содержание в них меди, представленной вторичными сульфидами, колеблется от 14 до 80 %, растворимыми сульфатами – от 0,5 до 13 %. Цинк же на 94–98 % представлен сфалеритом.

Сплошные руды Гайского месторождения обладают массивной и полосчатой текстурами, имеют мелкозернистую структуру с тонкой взаимной вкрапленностью сульфидов меди, цинка и железа. Основной сульфидный минерал в рудах – пирит, который легко окисляется и хорошо флотируется. Наличие же в руде растворимых сульфатов меди вызывает природную активацию сфалерита.

Разделение сульфидных минералов в сплошных рудах достигается только при измельчении до 98–100 % класса $-0,074$ мм. Коллективная флотация сульфидных концентратов проводится при крупности измельчения 65–70 % класса $-0,074$ мм ([рис. 57](#)).

Коллективная сульфидная флотация осуществляется при щелочности пульпы $150\text{--}800$ г/м³ свободной СаО с подачей медного купороса ($200\text{--}240$ г/м³) для активации сфалерита, смеси изопропилового ($120\text{--}170$ г/т) и бутилового ($45\text{--}55$ г/т) ксантогенатов и вспенивателя Т-66 ($30\text{--}60$ г/т). В контрольную коллективную флотацию подается только бутиловый дитиофосфат ($15\text{--}20$ г/т). Коллективный сульфидный концентрат после перечисток (щелочность пульпы $250\text{--}500$ г/м³ свободной СаО) направляется на десорбцию в присутствии сернистого натрия ($2\ 200\text{--}3\ 000$ г/т) и активированного угля (300 г/т), а затем на сгущение и измельчение до крупности 90–95 % класса $-0,074$ мм.

В медную флотацию подается сернистый натрий ($150\text{--}350$ г/т) и цинковый купорос ($150\text{--}350$ г/т) для подавления сфалерита. Значение рН в этом цикле $8,5\text{--}8,7$. После двух перечистных операций медный концентрат содержит 16–18 % Си при извлечении ее 87–89 %. Хвосты контрольной медной флотации представляют собой цинковый концентрат, содержащий 42–45 % Zn при извлечении 50–55 %. В основном цинк теряется с медным концентратом вследствие тонкой взаимной вкрапленности халькопирита и сфалерита.

Колчеданные руды Учалинского месторождения отличаются большим разнообразием и сложностью минерального состава. Они относятся к категории труднообогатимых и характеризуются высокой флотационной способностью активированного сфалерита, неравномерной вкрапленностью сульфидных минералов, доходящей до эмульсионной, и повышенным содержанием цинка (отношение содержания меди к цинку в руде составляет 1:3). Сплошные руды

состоят из пирита (83 %), сфалерита (5,5 %), халькопирита (2 %) и ковеллина (0,2 %). Относительное содержание меди в виде вторичных сульфидов изменяется от 10 до 60 % в зависимости от глубины залегания рудных тел.

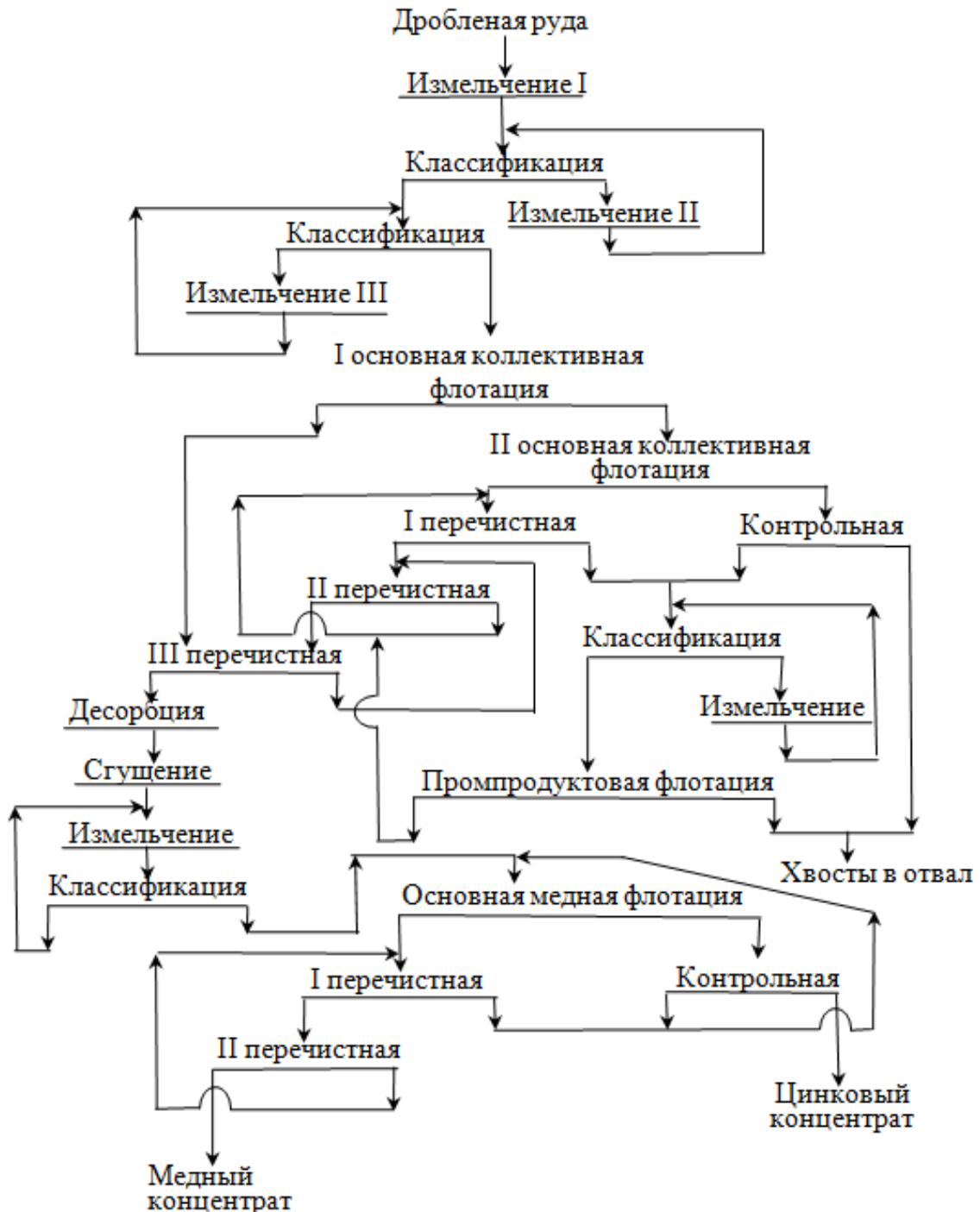


Рис. 57. Схема коллективно-селективной флотации медно-цинковых руд на Гайской обогатительной фабрике

Обогащение руды Учалинского месторождения проводится по схеме коллективно-селективной флотации (рис. 58) после двухстадиального измельчения до крупности 85–90 % класса –0,074 мм. Перед разделением коллективный концентрат доизмельчается до 90–95 % класса –0,074 мм. Медный концентрат перед перечистками измельчается до 100 % класса –0,074 мм, так же как и цинковый, который извлекается из хвостов контрольной медной

флотации. Хвосты контрольной цинковой флотации являются готовым пиритным концентратом. Готовый медный концентрат содержит 16–18 % Cu при извлечении ее 78–82 %, цинковый – 48–49 % Zn.

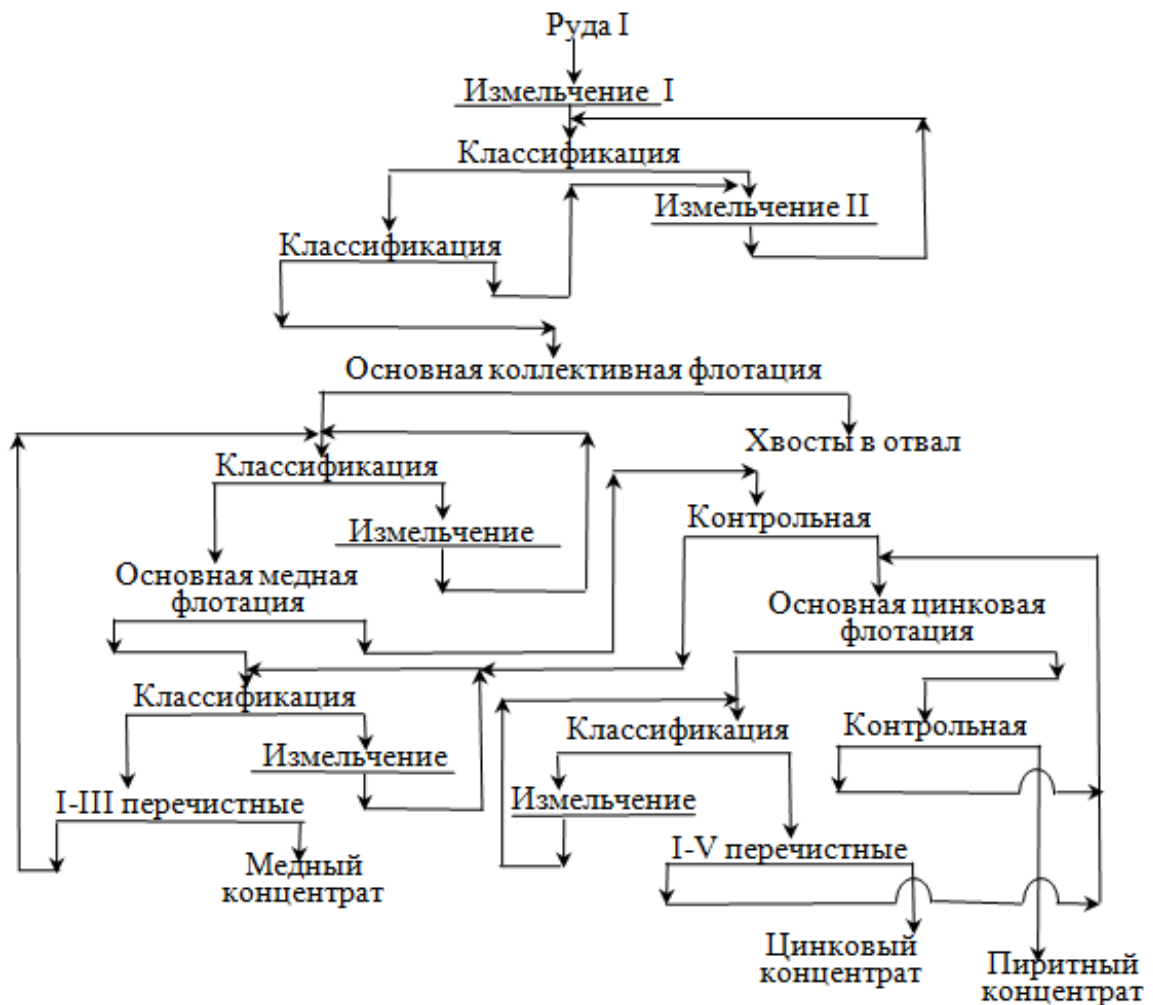


Рис. 58. Схема коллективно-селективной флотации медно-цинковых руд Учалинского месторождения

На зарубежных обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые руды, применяются как коллективно-селективные (фабрики Японии «Камикита», «Хитачи», «Осоридзава», «Сосоцура»), так и селективные (фабрики Канады – «Фокс», «Руттен», «Экстол»; Финляндии – «Керетти», Японии – «Каваяма» и Норвегии – «Сулителма Грубер») схемы.

Дробление руды на зарубежных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые руды, проводится в три стадии до крупности 16–20 мм. При наличии в руде первичных шламов применяется предварительная промывка с последующим разделением песковой и шламовой фракций. Иногда применяется предварительное обогащение в тяжелых суспензиях (фабрики «Хитачи», «Каваяма»). Измельчение, как правило, осуществляется до крупности 65–80 % класса –0,074 мм в две стадии. На фабриках Финляндии («Пюхасалми» и «Керетти») руда измельчается до крупности 65–70 % класса –0,074 мм в рудно-галечных мельницах.

Особенностью реагентных режимов на фабриках является широкий ассортимент применяемых собирателей и подавителей. Наиболее распространенные собиратели в Канаде и Финляндии – амиловый и изопропиловый ксантогенаты, в Японии – амиловый, вторичный бутиловый и гексилловый ксантогенаты, а также бутиловый и изобутиловый натриевые дитиофосфаты, Аэрофлоты 3477, 208 и 211. Наиболее распространенным вспенивателем на фабриках Канады является метилизобутилкарбинол (14,5–63,5 г/т), применяется также Дауфрос 250 (15,5 г/т) и сосновое масло (23,5 г/т). На фабриках Финляндии используется исключительно сосновое масло (29 г/т).

Для подавления пирита широко применяются сернистый газ, цианид, цинковый купорос, известь и другие реагенты. Широкий набор подавителей используется при селективной флотации медных и цинковых минералов. Кроме наиболее распространенного сочетания цианида и цинкового купороса (фабрики «Фокс», «Пюхасалми», «Осоридзава», «Микохата» и др.), применяются сернистый газ («Каваяма»), цинковый купорос и сульфит натрия («Хитачи»), цинковый купорос и серная кислота («Керетти»).

Вопросы и задания для самопроверки

1. Когда возможна селективная флотация медно-цинковых руд?
2. До какой крупности измельчаются руды перед селективной флотацией?
3. Назовите фабрики, на которых применяется селективная флотация.
4. Нарисуйте схему селективной флотации медно-цинковых руд.
5. Расскажите о режиме медной флотации.
6. Какие реагенты подаются в цинковый цикл? Каковы их расходы?
7. Каким операциям подвергается цинковый концентрат и с какой целью?
8. Какие операции включает в себя схема повышения качества медного концентрата?
9. До какой крупности измельчаются вкрапленные и сплошные руды перед коллективной флотацией?
10. Назовите реагенты, применяемые в коллективном цикле, их расходы.
11. Если в руде присутствует две разновидности сфалерита, что извлекают в коллективный концентрат?
12. Расскажите об условиях десорбции коллективного концентрата.
13. Какие существуют способы разделения коллективного медно-цинкового концентрата?
14. Какие реагенты подаются в перечистные операции для повышения качества концентрата?
15. При каких условиях флотируют сфалерит из хвостов медной флотации?

16. Назовите уральские обогатительные фабрики, перерабатывающие медно-цинковые руды.
17. Перечислите особенности медно-цинковых руд, перерабатываемых на Гайской фабрике.
18. Нарисуйте схему флотации медно-цинковых руд на Гайской обогатительной фабрике.
19. Какие реагенты применяются в различных операциях на Гайской фабрике?
20. Какие технологические показатели достигаются при флотации медно-цинковых руд на Гайской фабрике?
21. Перечислите особенности колчеданных руд Учалинского месторождения.
22. Опишите схему обогащения руды Учалинского месторождения.
23. Перечислите зарубежные обогатительные фабрики, перерабатывающие медно-цинковые руды.
24. Какая схема используется при наличии в руде большого количества первичных шламов? Какие реагенты применяются для данного типа руд за рубежом?

ЛЕКЦИЯ 29

СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ И «МЕТАКОЛЛОИДНЫХ» РУД. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

План лекции

- 29.1. Схемы переработки труднообогатимых и «метакolloидных» руд [2, 3].
- 29.2. Комплексность использования сырья [2, 3].

29.1. Схемы переработки труднообогатимых и «метакolloидных» руд

К наиболее труднообогатимым относятся медно-цинковые руды зоны вторичного обогащения, характеризующиеся глубокой активацией сульфидов цинка и железа, и так называемые «метакolloидные» руды, отличающиеся плохой раскристаллизацией и тесной связью сульфидов между собой. При переработке и обогащении таких руд обычно используют гидрометаллургические операции переработки коллективных концентратов.

Предварительная обработка коллективного концентрата целесообразна при обогащении руд, переработка которых обычными методами (вследствие чрезмерной активации сульфидов цинка и железа) практически невозможна. В таких случаях, как, например, на японской фабрике «Иошино» (рис. 59), коллективный медно-цинковый концентрат перед его разделением обрабатывают раствором цианида. Поверхностные соединения меди, нивелирующие флотационные свойства сульфидов меди, цинка и железа, растворяются и удаляются с жидкой фазой при фильтровании. Минералы приобретают присущие им флотационные свойства и могут быть разделены обычными способами.

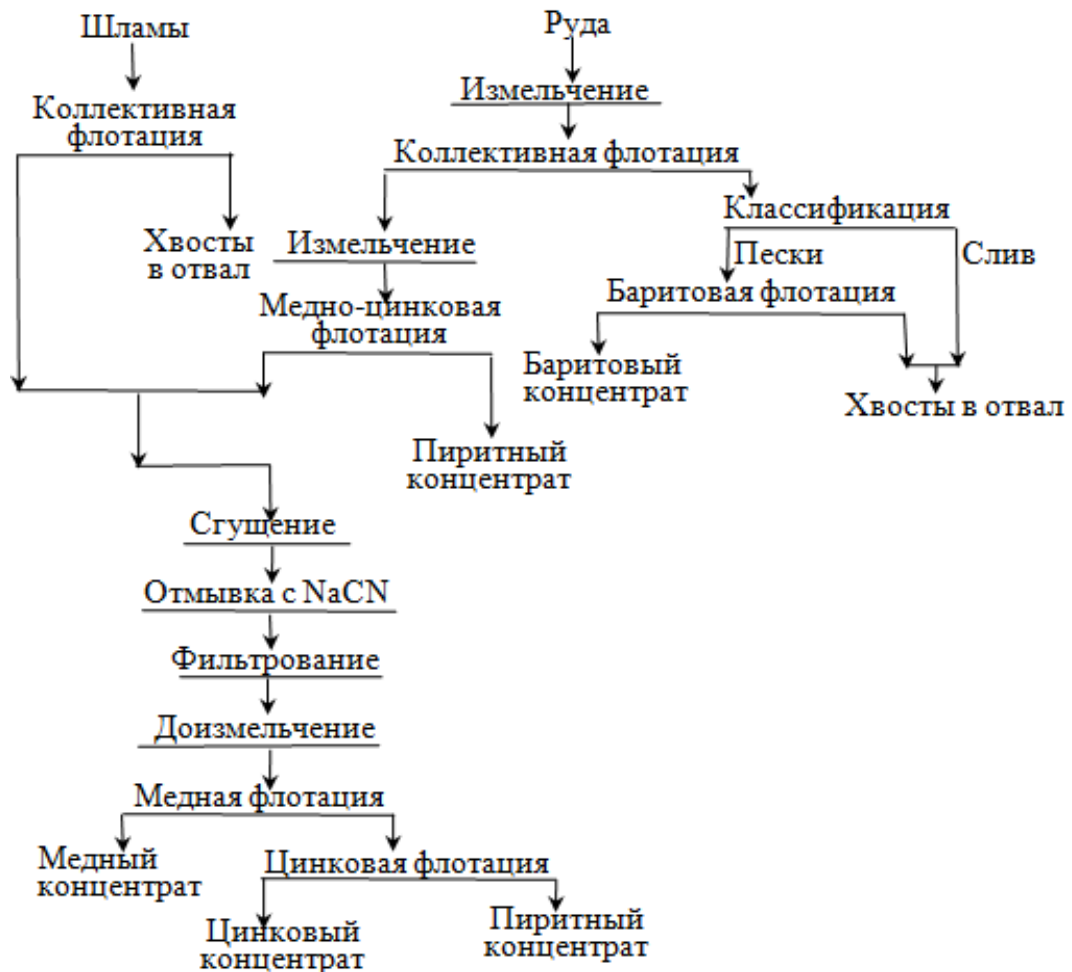


Рис. 59. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Июшино»

Необходимость в гидро- или пирометаллургической переработки медно-цинковых концентратов обычно возникает при обогащении «метакolloидных» руд, когда сростки сульфидов меди и цинка при технологически и экономически целесообразной степени измельчения раскрыть не удастся.

Медно-цинковые концентраты перерабатывают аммиачным выщелачиванием в автоклавах на одном из гидрометаллургических заводов на Филиппинах (рис. 60).

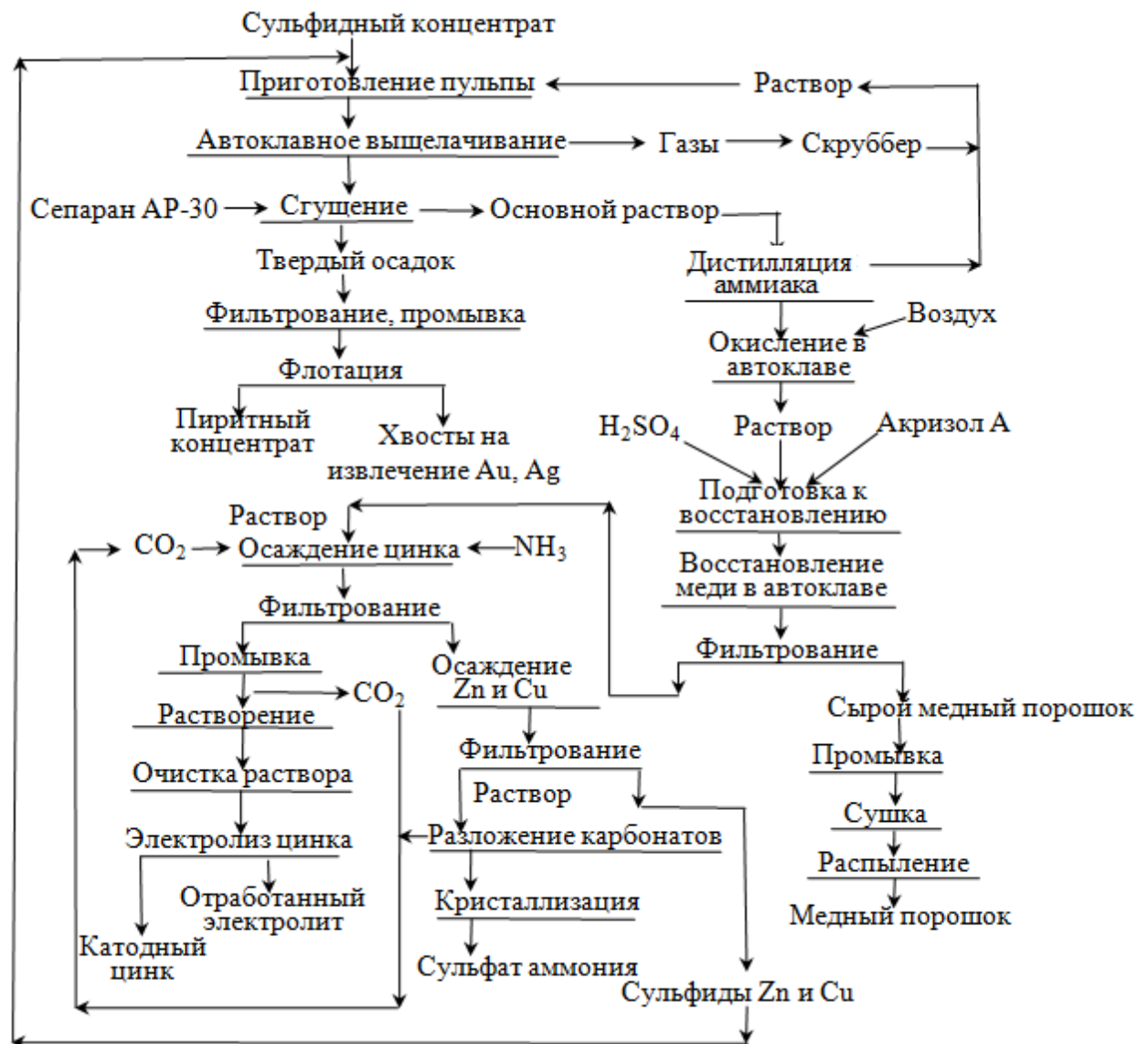


Рис. 60. Технологическая схема переработки сульфидных медно-цинковых концентратов аммиачным выщелачиванием

Получаемые при флотации концентраты смешивают, репульпируют обратным аммиачным раствором до Т:Ж = 1:3 и выщелачивают в автоклавах при температуре 82 °С и давлении воздуха 0,7 МПа в течение 9 ч при молярном отношении $\text{NH}_{3\text{своб}}/(\text{Cu} + \text{Zn}) = 4,5\text{--}5,0$, обеспечивающем переход в раствор 95,6 % Cu, 80 % Zn и 58 % S. После охлаждения до температуры 43 °С пульпу направляют на сгущение и фильтрование в барабанный вакуум-фильтр. Фильтрат возвращают в сгуститель, а железосодержащий осадок после промывки и сушки подвергают флотации с получением пиритного концентрата и хвостов, из которых извлекают золото и серебро цианированием.

Слив сгустителя после контрольного фильтрования поступает на частичную дистилляцию аммиака, в результате которой молярное отношение $\text{NH}_{3\text{своб}}/(\text{Cu} + \text{Zn})$ снижается до 3,4:1, а затем в автоклав для окисления промежуточных соединений серы в сульфат при температуре 225–230 °С под давлением воздуха 4,2 МПа. После этого аммиачный раствор, содержащий 65 г/л Cu, 18 г/л Zn и 300 г/л $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, частично нейтрализуют серной кислотой для дальнейшего снижения молярного отношения $\text{NH}_{3\text{своб}}/(\text{Cu} + \text{Zn})$ до 2,6, обрабатывают полиакрилатом и подают на восстановление меди при температуре около 200 °С и давлении водорода 2,5–3,0 МПа.

Полученную в автоклаве суспензию направляют на фильтрование. Осадок (металлическая медь) промывают, сушат, спекают и измельчают, а полученные при фильтровании растворы, содержащие примерно 1 г/л Cu, 1,5 г/л Zn и около 500 г/л $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, обрабатывают аммиаком в автоклаве для доведения молярного отношения $\text{NH}_{3\text{своб}}/\text{Zn} = 3,5 : 1$, после чего при температуре 37 °С из них осаждают углекислым газом под давлением 0,7 МПа в течение 2 ч до 90 % Zn и около 20 % Cu в виде основного карбоната. После растворения осадка в оборотном электролите и соответствующей очистки раствора цинк выделяют электролизом. Медь и цинк, оставшиеся в растворе после автоклавного осаждения основных карбонатов меди и цинка, осаждают сероводородом при 33 °С в течение 1 ч с получением оборотного сульфидного продукта и раствора, из которого кристаллизацией получают сульфат аммония.

29.2. Комплексность использования сырья

Технологические показатели селективной флотации медно-цинковых руд зависят от крупности кристаллизации медных и цинковых минералов, содержания пирита, степени развития процессов окисления и вторичной концентрации в месторождении. Суммарное извлечение меди и цинка в разноименные концентраты при обогащении первичных крупнокристаллических руд может достигать 170–180 %; при обогащении руд с проявлениями процессов вторичной концентрации – 150–160 %; при обогащении руд из зон цементации – 120–140 %. При флотации тонковкрапленных руд из участков вторичной концентрации и метакolloидных руд получают только коллективные концентраты, перерабатываемые на специальных металлургических установках.

Медные концентраты, получаемые в настоящее время на фабриках, содержат 17–31 % Cu при извлечении 73–97 %; цинковые концентраты – 50–62 % Zn при извлечении 67–92 %. Причем содержание меди в медных концентратах Канады составляет 17,5–31,0 % при извлечении меди 75,0–95,6 %, а содержа-

ние цинка в цинковых концентратах – от 48 до 54,4 % при извлечении его 60–92,5 %. Медные концентраты, получаемые на японских фабриках, содержат 15,7–27,5 % Cu при извлечении ее 81,6–94,0 %, тогда как цинковые концентраты содержат 45,0–57,6 % Zn при извлечении 35,0–83,6 %. На обогатительных фабриках Финляндии получают медные концентраты, содержащие 20,0–29,59 % Cu при извлечении 76,1–92,1 %, и цинковые концентраты с содержанием цинка 50,4–54,0 % при извлечении 80–95 %.

Разработанные в России реагентные режимы и схемы позволяют получать из весьма труднообогатимых руд с различным соотношением меди к цинку (2:1–1:3) медные концентраты с содержанием 18–20 % Cu и 3–6 % Zn при извлечении меди 76–90 % и цинковые концентраты с содержанием 46–58 % Zn при извлечении его 55–75 %.

Технико-экономические показатели обогащения медно-цинковых руд в значительной мере зависят от полноты извлечения помимо основных металлов редких и рассеянных элементов, благородных металлов и минералов-спутников.

Все редкие элементы, как правило, связаны с сульфидными минералами, поэтому проблема комплексности использования сырья в цикле обогащения сводится к увеличению извлечения этих минералов в соответствующие концентраты и уменьшению потерь их в хвостах флотации. Извлечение же редких и рассеянных элементов в самостоятельные продукты возможно лишь на дальнейшей стадии переработки концентратов. Отмечается особо тесная взаимосвязь золота, серебра, а также рассеянных элементов и редких металлов с пиритом и, соответственно, распределение их пропорционально извлечению серы в концентраты.

По характеру ассоциации золота и поведению его в процессах обогащения руды подразделяют на три типа: I – сплошные, в которых золото в основном находится в тесной ассоциации с пиритом; II – сплошные и вкрапленные, в которых золото частично свободно, а также ассоциировано с халькопиритом; III – сплошные и вкрапленные с относительно высоким содержанием свободного золота. Гравитационное извлечение свободного золота из руд I типа является нерациональным, повышение извлечения может быть достигнуто только путем комплексной переработки пиритных концентратов и огарков. Повышение извлечения меди из руд II типа одновременно увеличит показатели и по извлечению золота. Из руд III типа свободное золото целесообразно извлекать посредством гравитации, для этого в схемах измельчения руды и доизмельчения коллективных концентратов устанавливают (например, в России) гидравлические ловушки, отсадочные машины, шлюзы и другие гравитационные аппараты.

Не выведенное в цикле измельчения и несфлотированное свободное крупное золото уходит с хвостами. В свою очередь, тонкие и крупные зерна свободного золота, перешедшие в концентрат, в значительной мере теряются

затем в пиритном концентрате. Это обусловлено тем, что при существующих режимах селективной флотации в медные концентраты неудовлетворительно флотируются даже тонкие зерна свободного золота. Причем более 30 % Au, сфлотированного в грубый медный концентрат, депрессируется и теряется при его перемешивании.

Для повышения извлечения золота на медно-цинковых фабриках, особенно в России, идут на усложнение схем, применение гравитационных аппаратов в циклах измельчения и флотации, вводят операции дофлотации сульфидов и золота из пиритных концентратов.

Помимо улавливания свободного золота, в настоящее время ведется разработка схем выделения золотоносного пирита в отдельный продукт с использованием короткоконусных гидроциклонов и концентрационных столов. Например, на Гайской фабрике в России разработана и внедрена технология гравитационного выделения золотосодержащих сульфидов из цикла рудного измельчения. Гравитационная установка включает короткоконусные гидроциклоны с углом конусности 120° , работающие последовательно с обычными гидроциклонами III стадии измельчения, и песковые концентрационные столы. Узел короткоконусные гидроциклоны – гидроциклоны цикла измельчения руды работает по системе «циклон в циклон» без промежуточного насоса, что обеспечивает стабильность работы всей гравитационной установки. Введение гравитационного процесса в рудный цикл измельчения позволяет повысить извлечение золота на 3–4 %.

На некоторых медно-цинковых фабриках Канады, перерабатывающих руды с высоким содержанием золота и серебра, применяют цианирование хвостов флотации (например, на «Флин Флон») и пиритных концентратов («Квемонт» и «Норанда»).

На фабрике «Флин Флон» в исходном материале, поступающем после сгущения на цианирование, содержится: 0,97 г/т Au; 12,56 г/т Ag; 0,19 % Cu; 0,66 % Zn; 26,2 % Fe; 29,1 % S; 0,42 % As; 20,7 % SiO₂; 3,7 % CaO; 4,7 % MgO и 3,6 % Al₂O₃. Процесс цианирования характеризуется высоким содержанием твердого в пульпе (свыше 60 %), сравнительно коротким периодом перемешивания (5–6 ч), очень малой концентрацией кислорода в растворе (4,0–4,5 мг/л) и отсутствием циркуляции раствора при перемешивании. Для повышения концентрации кислорода в пульпе установлены цилиндрические диспергаторы.

По трубопроводам в первые пять чанов подают раствор извести и цианида. Золото и серебро осаждают подачей цинковой пыли и азотно-кислого свинца. Осадок, содержащий 0,65 % Au, 6,97 % Ag, 46,7 % Cu, 14,5 % Zn, фильтруют, сушат и отправляют на металлургический завод. Извлечение (по отношению к исходному материалу) на цианидной установке составляет 38,06 % Au, 28,81 % Ag, 10,31 % Cu; расход реагентов, г/т руды: извести –

около 600; цианида – 500; цинковой пыли – 43; азотно-кислого свинца – 1,4; кислоты – 494.

Пиритные концентраты, подвергаемые цианированию на фабриках «Квемонт» и «Норанда», предварительно перечищают, доизмельчают и флотировать. В процесс цианирования на фабрике «Квемонт» направляют также хвосты перечисток медного и цинкового концентратов. Осаждение золота осуществляется цинковой пылью в фильтре-осадителе, в результате чего золото извлекается в виде шлихов, которые направляют на металлургический завод. Расход реагентов в цехе цианирования составляет, кг/т: гашеная известь – 6,5; цианид – 0,9; цинковая пыль – 0,02. В шлихах содержится 253,789 кг/т Au и 607 кг/т Ag при извлечении от исходного материала цеха цианирования, соответственно, 49 и 15 %; извлечение в шлихи от исходной руды составляет 4,9 % Au и 2 % Ag.

Извлечение германия в отдельный продукт на фабрике «Принц Леопольд» достигается посредством применения магнитной сепарации медного концентрата.

На фабрике «Вуонос» получают кобальтовый концентрат с содержанием 1,5 % Co при извлечении 25 % из хвостов последних перечисток медного концентрата. При флотации подают серную кислоту (2 000 г/т) до pH пульпы 7, амиловый ксантогенат (150 г/т) и пенообразователь (10 г/т).

Олово извлекают попутно, например, на медно-цинковых фабриках: «Микохата» – из руды, содержащей 0,26 % Sn; «Экстол» – из хвостов цинковой флотации (Неваева, 1976); «Акенобе» (Япония) – из хвостов сульфидной флотации.

На фабрике «Микохата» обогащение руды проводят по флотационно-гравитационной схеме с получением медного и цинкового флотационных концентратов и двух гравитационных: крупнозернистого (с содержанием 57,3 % Sn при извлечении 44,29 %) и мелкозернистого (23,27 % Sn при извлечении 15,32 %) оловянных концентратов на концентрационных столах из хвостов контрольной цинковой флотации. Общее извлечение олова составляет 59,61 %.

На медно-цинковой фабрике «Экстол» пиритные хвосты классифицируются в гидроциклоне, песок которого пропускают через грохот «СТ» для удаления из них материала крупностью +0,147 мм. Слив гидроциклона и нижний продукт грохота объединяют и направляют на шлюзы Бартлес-Мозли. Концентрат просеивается на мелких грохотах, нижний продукт которых распределяется на шламовые концентрационные столы Холмана для дальнейшего обогащения концентрата. Верхний продукт грохота возвращается снова на шлюзы Бартлес-Мозли. Концентрат столов подвергают флотации для удаления оставшихся сульфидов. Олово и несulfидные примеси в этой операции уходят во флотационные хвосты, из которых главную несulfидную примесь – сидерит – удаляют путем выщелачивания концентрата

(при плотности 14 % твердого) в горячем растворе серной кислоты (при температуре 70 °С). Оловянный концентрат содержит 37 % Sn в виде касситерита.

Извлечение барита из хвостов коллективной флотации осуществлено на фабрике «Иошино». На фабрике «Тверфиел» кроме медного, цинкового и пиритного концентратов из хвостов пиритной флотации получают магнетитовый концентрат.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Для чего необходима обработка цинкового концентрата на фабрике «Иошино» перед его разделением?
2. Расскажите о схеме обогащения с применением аммиачного выщелачивания. На какой фабрике она используется?
3. Перечислите показатели, получаемые в настоящее время на фабриках.
4. На какие три типа делятся по характеру ассоциации золотые руды?
5. Чем обусловлена потеря тонких и крупных зерен свободного золота в пиритном концентрате?
6. Чем достигается повышение извлечения золота на медно-цинковых фабриках?
7. Расскажите о схеме гравитационного выделения золотосодержащих сульфидов на Гайской фабрике.
8. Какие реагенты используют для получения кобальтового концентрата из хвостов медных перечисток на фабрике «Принц Леопольд»?

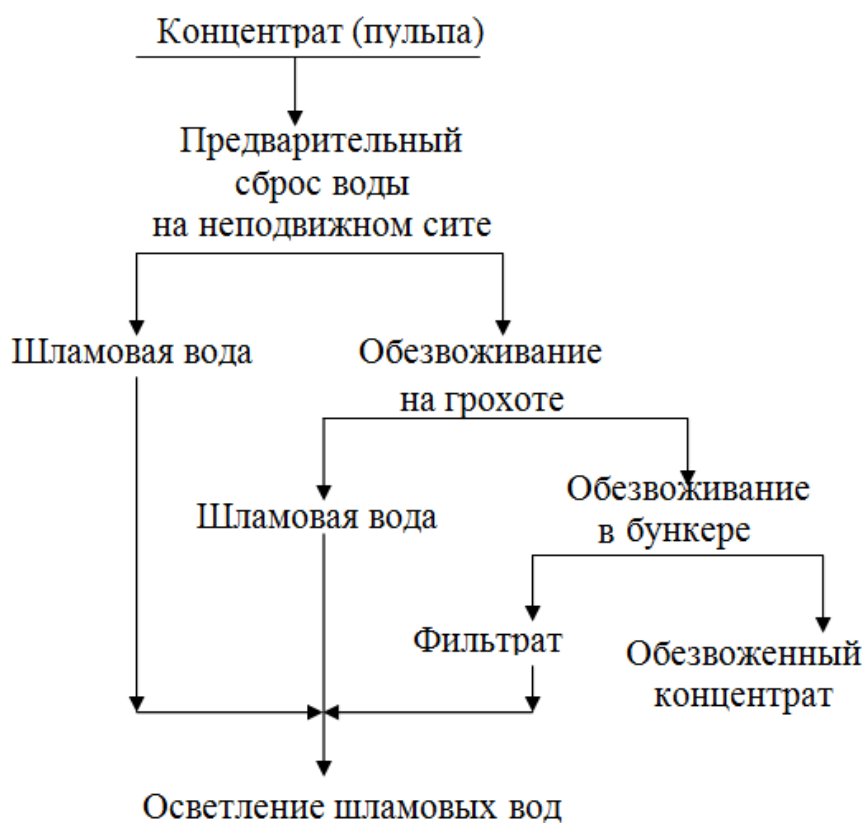
ЛЕКЦИЯ 30

СХЕМЫ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ПРОДУКТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ОСНОВНЫХ ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

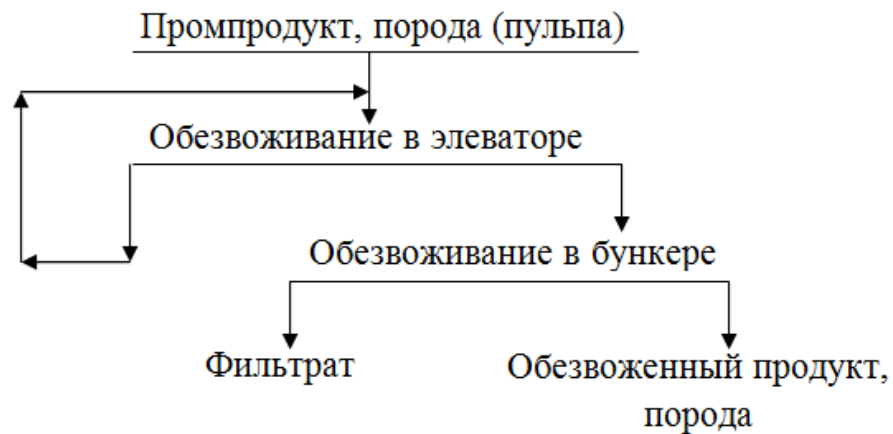
Выбор оборудования для обезвоживания зависит от крупности и влажности обезвоживаемого продукта [3, 7]. Обезвоживание крупных классов особых затруднений не вызывает, сложнее провести обезвоживание мелких классов, самым трудоемким является обезвоживание тонких классов (шламов). Крупными классами условно считаются для угля +10 мм и для руд +3 мм, мелкими классами – для угля 0,5–10,0 мм и для руд 0,1–3,0 мм, тонкими классами (шламами) – менее 0,1–0,5 мм.

Крупные продукты обогащения – концентраты, промпродукты и хвосты – обезвоживаются обычно способом дренирования, чаще всего в два приема (рис. 61).

Первый прием обезвоживания производится на грохотах или в обезвоживающих элеваторах.



а



б

Рис. 61. Схемы обезвоживания крупных продуктов обогащения: *a* – обезвоживание концентрата; *б* – обезвоживание промпродукта и породы

При обезвоживании на грохотах обводненного продукта большая часть содержащейся в нем воды (примерно до 75 %) предварительно сбрасывается на неподвижном сите перед грохотом. Для обезвоживания могут применяться любые грохоты с достаточно энергичным встряхиванием продукта на сите.

Элеваторы обычно являются составной частью обогатительной машины (отсадочной машины, сепаратора с тяжелой суспензией и др.), предназначенной для удаления из нее тяжелого продукта. Длину и скорость движения ковшовой ленты обезвоживающего элеватора необходимо подбирать с учетом обеспечения достаточно продолжительного для обезвоживания периода времени пребывания в ковшах обезвоживаемого продукта.

Второй прием обезвоживания, если не достигается кондиционная влажность продукта после первого приема обезвоживания, производится в бункерах (при обезвоживании угля) или на дренажных складах (при обезвоживании руд).

Мелкие продукты обогащения – концентраты, промпродукты и хвосты обезвоживаются в два–три приема дренированием, центрифугированием и сушкой (в случае необходимости) ([рис. 62](#), [рис. 63](#)).

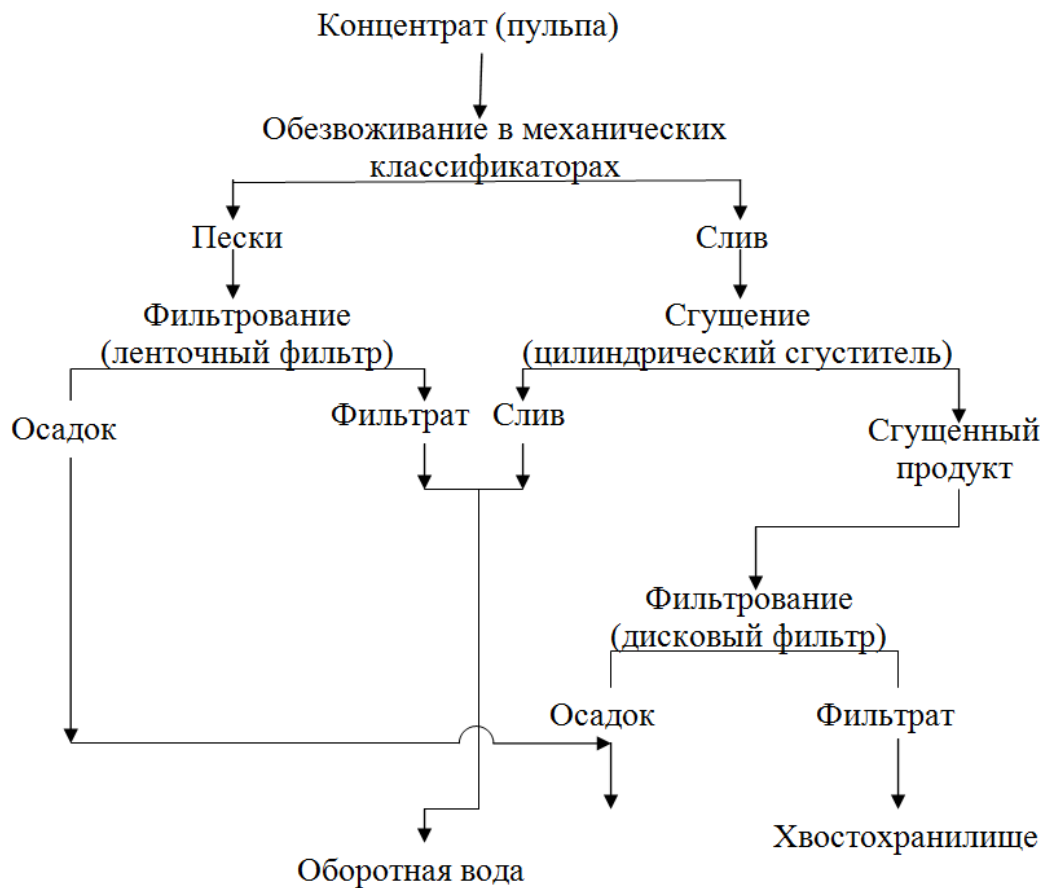


Рис. 62. Схема обезвоживания мелкозернистого концентрата

При обезвоживании мелких руд и продуктов обогащения для первого приема обезвоживания применяют механические классификаторы (спиральные, речные и чашевые).

Продукты обогащения руд обезвоживаются во втором приеме на дренажных складах или на вакуум-фильтрах – ленточных, планфильтрах. Возможен вариант обезвоживания рудных концентратов в один прием – в осадительных центрифугах.

Третий прием обезвоживания – сушка – самый дорогостоящий.

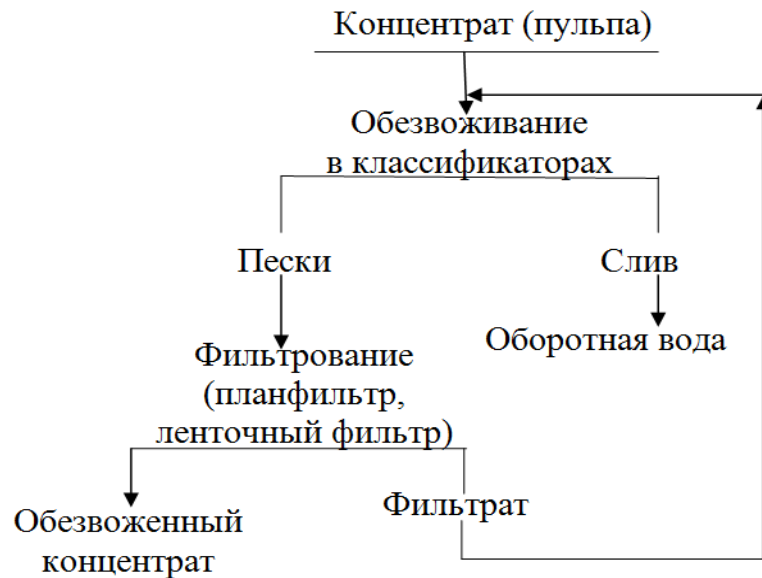


Рис. 63. Схема обезвоживания марганцевого концентрата

Тонкоизмельченные продукты обогащения – флотационные и магнитные концентраты и хвосты, шламы – обезвоживаются чаще всего в два и в три приема (рис. 64, рис. 65).

Первый приём обезвоживания производится в цилиндрических сгустителях, реже в пирамидальных отстойниках и сгустительных воронках. При сгущении продуктов, содержащих значительное количество песковых фракций, осуществляется предварительная классификация продукта в гидроциклонах. В сгущение направляется слив гидроциклона, а пески поступают на второй прием обезвоживания – непосредственно в фильтрование.

Второй прием обезвоживания производится на вакуум-фильтрах и значительно реже в фильтр-прессах. Выбор типа вакуум-фильтра определяется гранулометрическим составом твердых частиц пульпы и ее плотностью. При фильтровании пульп, содержащих быстроосаждающиеся зернистые рудные концентраты, в которых более 60–70 % класса $-0,074$ мм, применяют барабанные вакуум-фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью.

Для фильтрования пульп, содержащих тонкоизмельченные продукты обогащения, предпочтение отдают дисковым или барабанным вакуум-фильтрам с внешней фильтрующей поверхностью. Последние применяют реже, так как они громоздки, дороги и неудобны в эксплуатации (требуют много времени для смены фильтровальной ткани).

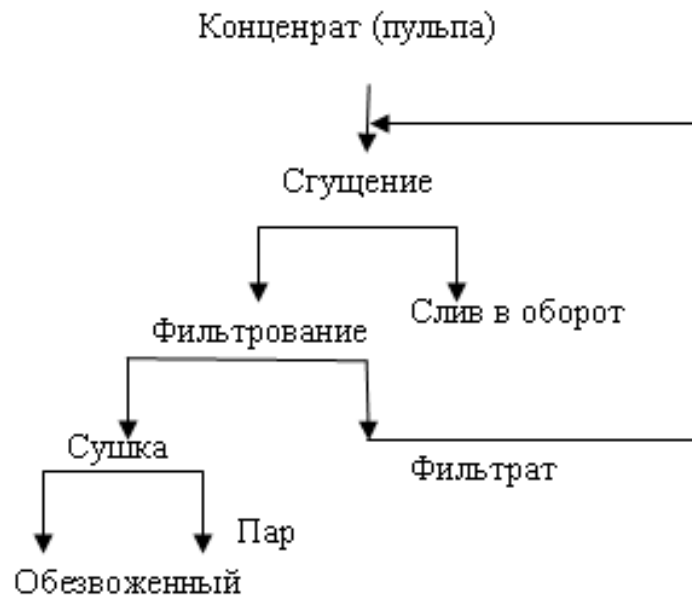


Рис. 64. Схема обезвоживания флотационного концентрата

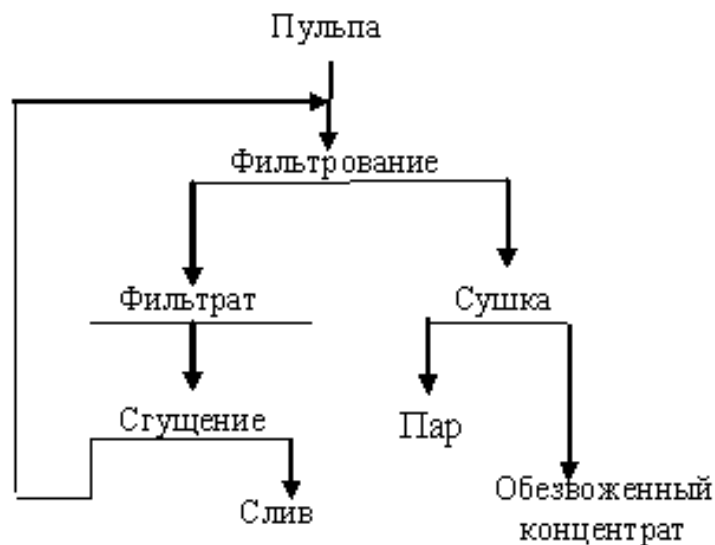


Рис. 65. Схема обезвоживания молибденового концентрата

Для некоторых тонкоизмельченных продуктов обогащения первый и второй приемы обезвоживания объединяются. Так, например, плотные пульпы молибденовых концентратов поступают непосредственно на фильтрование. Сгущению подвергается перелив фильтров.

Хвосты флотации обезвоживаются в один прием в осадительных и осадительно-фильтрующих центрифугах. Возможно также обезвоживание их в фильтр-прессах.

Третий прием обезвоживания – сушка – применяется для флотационных концентратов (сульфидные, апатитовые, нефелиновые и др.).

Содержание влаги в продуктах обогащения ограничено ГОСТом или временными нормами. Обезвоживание продуктов приводит к снижению затрат при транспортировании.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Каким образом обезвоживаются крупные продукты обогащения?
2. На каких аппаратах производят первый прием обезвоживания?
3. Как происходит второй прием обезвоживания?
4. Нарисуйте схему обезвоживания крупных продуктов.
5. Сколько приемов обезвоживания используют для мелких продуктов обогащения?
6. Нарисуйте возможные варианты схем обезвоживания.
7. Нарисуйте схему обезвоживания флотационных концентратов.

ЛЕКЦИЯ 31

ОРГАНИЗАЦИЯ ВОДОБОРОТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

План лекции

31.1. Организация водооборота [3, 7].

31.2. Очистка сточных вод [3, 7].

31.1. Организация водооборота

Схема оборотного водоснабжения – часть интегральной количественной схемы обогатительной фабрики с полным балансом всех материальных потоков.

Реальная схема оборотного водоснабжения составляется отдельно для каждого объекта. При этом необходимо учитывать специфические особенности руды и выбранных флотационных реагентов, а также характеристику применяемой на фабрике воды (жесткость, pH). Окончательное решение следует принимать после продолжительных испытаний; используемые в обороте сточные воды не должны содержать веществ, ухудшающих технологические показатели процесса. Если окажется, что сточные воды не могут быть использованы без очистки, необходимо установить, от каких веществ и какая глубина очистки требуется.

В России оборотные воды используют на ряде обогатительных фабрик, перерабатывающих медные, медно-цинковые, медно-свинцовые, медно-никелевые, медно-молибденовые, свинцово-цинковые, железные и другие руды.

На обогатительной фабрике, перерабатывающей *медно-цинково-пиритные сульфидные руды* по схеме коллективно-селективной флотации, хвостовую пульпу направляют в хвостохранилище. После отстаивания осветленную воду перекачивают насосами для использования ее в технологическом процессе. На Кировоградской обогатительной фабрике объем оборотного водоснабжения составляет 98,6 % всей воды, поступающей в хвостохранилище в виде пульпы. На Джекказганской обогатительной фабрике также применяют

практически полный оборот воды. На Ждановской обогатительной фабрике оборотную воду используют в промышленном масштабе во всех флотационных циклах. Свежую воду подают лишь в желоба слива черного концентрата перед поступлением в его перемешку. Испытания на опытной фабрике Тырнаузского комбината показали возможность использования оборотных вод без ухудшения технологических показателей при обогащении вольфрамомолибденовой руды.

При переработке *свинцово-цинковой руды* сливы, полученные после сгущения коллективного концентрата, возвращают непосредственно в начало процесса. Туда же поступает осветленная вода из хвостохранилища.

При флотационном обогащении *свинцово-цинково-баритовой руды* схема оборотного водоснабжения усложняется: слив, выделенный при сгущении коллективного концентрата, возвращается в цикл коллективной флотации. Хвосты баритовой флотации поступают в хвостохранилище, осветленная вода из хвостохранилища не может быть полностью использована в цикле баритовой флотации и избыток ее направляют в начало процесса. При коллективной флотации в циклах селекции следует пользоваться свежей водой или применять оборот с добавлением свежей воды.

При переработке *золотосодержащей руды* цианированием по полному иловому процессу золотосодержащие растворы поступают на осадительную установку, а обеззолоченные – в циклы измельчения, классификации и фильтрации. Часть растворов выводят из оборотной системы для того, чтобы избежать их «усталости». При переработке руды по комбинированной схеме (флотация и цианирование) образуются два потока сточных вод: репульпированный кек и хвосты флотации. Слив хвостохранилища может быть использован для гидротранспорта хвостов цианирования (взамен свежей воды).

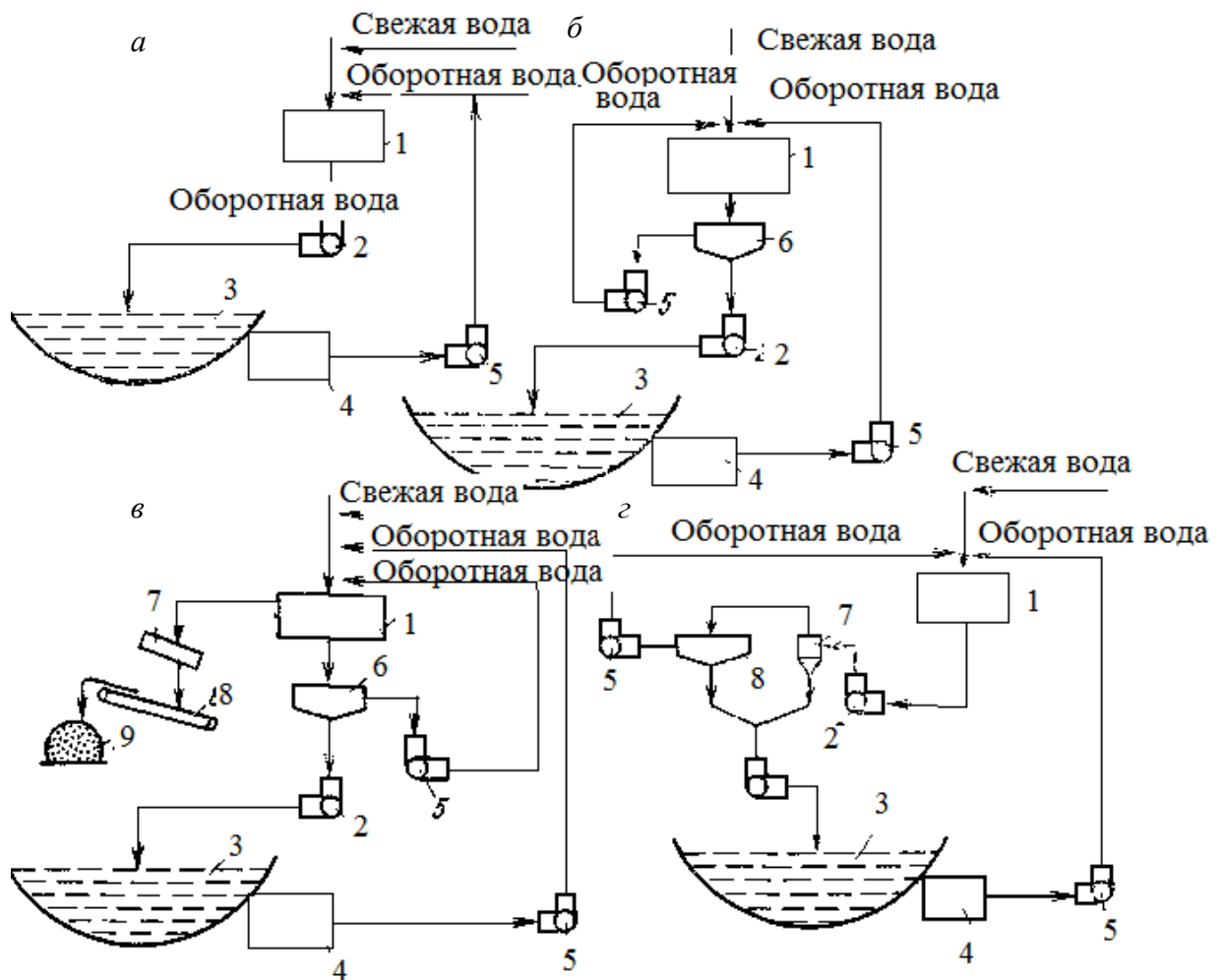


Рис. 66. Схемы водооборота: *а* – простейшая; *б* – с подачей в хвостохранилище стгущенной части пульпы; *в* – с классификацией хвостов; *г* – с предварительной классификацией в гидроциклонах; 1 – обогатительная фабрика; 2 – грунтовый насос; 3 – хвостохранилище; 4 – водоподготовка; 5 – насосы для оборотной воды; 6 – сгуститель; 7 – обезвоживающая установка; 8 – ленточный конвейер; 9 – склад сухого материала

При переработке *монометаллической руды* схема оборотного водоснабжения относительно проста: все осветленные воды из хвостохранилища и от обезвоживания концентрата возвращаются в процесс обогащения. Некоторые трудности возникают в том случае, когда в перечистных операциях применяют депрессоры, присутствие которых в цикле основной флотации может снизить извлечение металлов. В этом случае оборотную воду из хвостохранилища целесообразно направлять в основную и контрольную флотации, а в перечистных операциях использовать свежую воду или оборотную воду из соответствующего цикла перечистки. При этом оборотные воды перечистных операций не должны смешиваться с хвостовыми водами.

Таким образом, система водоснабжения обогатительных фабрик включает в себя ряд замкнутых циклов оборотного водоснабжения отдельных цехов с возвратом всех или части очищенных или отработанных вод через общий пруд хвостохранилища или иные очистные сооружения ([рис. 66](#)).

Наибольшее распространение получила простейшая схема (рис. 66, а).

На рис. 66, б показана схема, по которой в хвостохранилище поступает не вся пульпа обогатительной фабрики, а только сгущенная ее часть. Осветленную в сгустителе воду подают в систему оборотного водоснабжения насосами.

Схема, представленная на рис. 66, в, предусматривает классификацию хвостов I стадии обогащения в спиральных классификаторах с последующей подачей их на обезвоживающую установку, а затем ленточным конвейером – на склад сухих хвостов.

На рис. 66, г показана схема с предварительной классификацией хвостов в гидроциклоне. Слив гидроциклона подают на сгущение, а слив сгустителя используют в качестве оборотной воды.

Показателем оценки схем оборотного водоснабжения является степень оборота P , %:

$$P = 100q_{об}/(q_{об} + q_{св}),$$

где $q_{об}$, $q_{св}$ – расход, соответственно, оборотной и свежей воды. Широкое распространение систем оборотного водоснабжения с многократным использованием воды и постепенным переходом на замкнутые системы водоснабжения, полностью исключающие сброс сточных вод в естественные водоемы, – одна из эффективных мер защиты природных водоемов от загрязнений и рационального использования источников водоснабжения.

31.2. Очистка сточных вод

Характеристика сточных вод зависит от состава перерабатываемой руды и используемой технологии обогащения. Сточные воды обогатительных фабрик содержат в виде грубодисперсных примесей частицы различных минералов, применяющиеся реагенты и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Осаждение грубодисперсных примесей при отстаивании хвостовой пульпы зависит от их дисперсности, pH среды, состава жидкой фазы. В сильнощелочной известковой среде все грубодисперсные примеси в течение короткого времени оседают в хвостохранилище, в нейтральной среде пульпа полностью не осветляется даже при длительном отстаивании. Для ускорения осветления хвостовой пульпы и увеличения полноты осаждения грубодисперсных примесей применяют неорганические и органические флокулянты – известь, железный купорос, серно-кислый алюминий, ПАА и другие вещества, способствующие флокуляции частиц и хлопьевидных осадков.

Осветленные в хвостохранилище сточные воды не могут сбрасываться в открытые водоемы без предварительной очистки. Для очистки сточных вод применяют механические, биологические, физико-химические методы.

Различают методы очистки *регенеративные*, когда в процессе очистки извлекают ценные вещества, и *деструктивные*, когда в процессе очистки образуются или удаляются безвредные соединения.

Механическая очистка предназначена для удаления из сточных вод нерастворенных минеральных и органических загрязняющих веществ и осуществляется в радиальных сгустителях или хвостовых прудах. На очистных станциях для механической очистки сточных вод используют напорные гидроциклоны.

Биологическую очистку сточных вод применяют после механической для удаления растворенных органических примесей и мельчайших взвешенных частиц. Биологическое окисление производится в естественных или искусственно созданных условиях. В первом случае для этого используют биологические пруды, во втором – специальную аппаратуру (аэротенки, биофильтры). При очистке промышленных сточных вод роль биологических прудов выполняют хвостохранилища, в которых достигается очистка от растворенных примесей в результате окисления кислородом воздуха.

Аэротенки – резервуары, в которых смесь очищаемой сточной воды и активного ила, перемешиваясь, насыщается воздухом.

Биологические фильтры – грубозернистый материал, покрытый биологической пленкой, образованной колониями микроорганизмов. Биофильтры бывают с объемной (гравий, шлак, щебень, керамзит и пр.) и плоской (пластмассы, асбоцемент, керамика, металлы, ткани) загрузкой.

К химическим и физико-химическим методам очистки сточных вод прибегают, если перечисленные выше методы малоэффективны.

Химический способ очистки сточных вод заключается во введении в воду реагентов для образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей.

Для очистки сточных вод на обогатительных фабриках получили широкое распространение реагентные методы очистки, связанные с применением гашеной извести, известняка, хлорной извести, гипохлорита натрия, хлора, железного купороса и других химических веществ.

К *физико-химическим методам очистки* сточных вод относят сорбцию, экстракцию, коагуляцию, флотацию, электролиз, ионный обмен, кристаллизацию, дезактивацию, обессоливание.

Процесс сорбции заключается в том, что загрязнения сточных вод или поглощаются частицами твердого вещества (абсорбция), или осаждаются на поверхности этих веществ (адсорбция), или вступают с ними в химическую реакцию (хемосорбция). При очистке сорбцией сточные воды пропускают через фильтр, состоящий из сорбента: активированного угля, коксовой мелочи, торфа, каолина и т.д. Насыщенный сорбент отделяют от жидкости отстаиванием или фильтрацией. Для восстановления адсорбента на него воздействуют химическими растворителями, паром или подвергают термообработке.

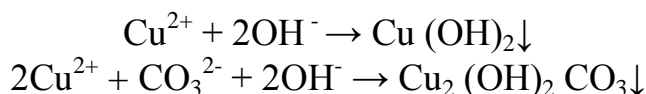
Экстракцию применяют для удаления нежелательных составных частей или для выделения в концентрированном виде ценной составной части раствора. Метод заключается в том, что извлечение из растворов веществ осуществляется при помощи другого растворителя (экстрагента).

При электрохимическом методе очистки сточных вод происходит либо разрушение вредных веществ путем окисления на аноде, либо извлечение металлов из сточных вод путем их отложения на электродах.

Флотационный метод (процесс) очистки основан на всплывании в сточной воде пузырьков воздуха с дисперсными частицами, загрязняющими сточную воду.

Наиболее токсичными флотореагентами, загрязняющими сточные воды, являются цианиды, медный и цинковый купорос, которые часто применяются в комбинации друг с другом, образуя в пульпе цианиды меди и цинка. К токсичным также относятся фенолы, ксантогенаты и ионы тяжелых металлов.

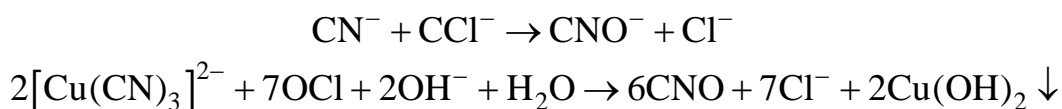
Для комплексной очистки сточных вод от фенолов, ксантогенатов, дитиофосфатов, а также от цианидов используют окислительные методы. Одновременно реагенты-окислители осаждают ионы тяжелых металлов в виде труднорастворимых соединений, обеспечивая их остаточную концентрацию в пределах допустимых норм. Осаждение меди, никеля и свинца в виде гидроксидов происходит при pH 8–10:



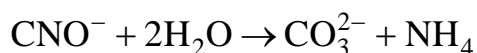
При обесфеноливании сточных вод с помощью окислителей фенол или крезол переходят в нетоксичные соединения, например карбоновые кислоты.

При окислении ксантогенатов и дитиофосфатов сера, входящая в состав собирателей, полностью окисляется до сульфатов уже через 5 мин.

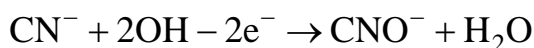
Обработка хлорной известью, гипохлоритом или жидким хлором сточных вод, содержащих простые цианиды (KCN, NaCN) и комплексные цианиды типа $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ и $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$, приводит к окислению по реакциям



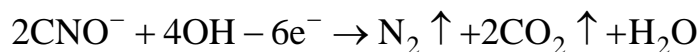
Образующиеся во всех случаях цианат-ионы CNO^- постепенно гидролизуются в воде с образованием ионов карбоната и аммония:



При электролизе циансодержащих растворов происходит анодное окисление циан-иона:



Образующиеся цианаты окисляются до элементарного азота и диоксида углерода:



Электрохимический метод эффективен для очистки сливов сгустителей медных и медно-свинцовых концентратов с повышенной концентрацией цианидов и ионов меди.

Все перечисленные методы очистки не позволяют снизить концентрацию загрязняющих веществ до существующих санитарных норм, поэтому радикальным решением проблемы сточных вод является их повторное использование в технологическом процессе.

Вопросы и задания для самопроверки

1. В каком случае возможно применение оборотного водоснабжения?
2. Какой процент оборотной воды можно применять на фабриках без ухудшения технологических показателей?
3. Нарисуйте возможные варианты схем водооборота на фабриках.
4. Какие вещества добавляют в хвостовую пульпу для ускорения процесса осветления?
5. Какие способы очистки применяют для осветления сточных вод?
6. Дайте определение регенеративных и деструктивных растворов.
7. В каких аппаратах осуществляется механическая очистка?
8. Как осуществляется биологическая очистка сточных вод?
9. Для чего используют аэротенки?
10. Что из себя представляют биологические фильтры?
11. В чем заключается химический способ очистки сточных вод?
12. Какие реагенты подаются для очистки сточных вод?
13. Какие процессы относят к физико-химическим методам очистки сточных вод?
14. В чем заключается процесс сорбции?
15. С какой целью применяют экстракцию?
16. Что происходит при электрохимическом методе очистки сточных вод?
17. На чем основан флотационный метод очистки?
18. Для каких целей используют окислительный метод очистки?

ЛЕКЦИЯ 32

КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ

План лекции

- 32.1. Опробование и контроль на обогатительных фабриках [3].
- 32.2. Принципы управления обогатительными фабриками [3].

32.1. Опробование и контроль на обогатительных фабриках

Комплексное использование сырья и дальнейшее повышение качества продукции в условиях постепенного истощения запасов полезных ископаемых и вовлечения в переработку труднообогатимых руд с низким содержанием полезных компонентов невозможны без решения задач автоматизации обогатительных процессов.

Эффективное управление технологическими процессами обогатительных производств может быть реализовано, прежде всего, на базе систем контроля и управления, причем уровень автоматизации процессов обогащения неуклонно повышается – от локальных систем управления отдельными параметрами и аппаратами к автоматизированным системам управления технологическими процессами (АСУТП) и производствами (АСУП).

Создание автоматизированных систем управления технологическими процессами обогатительных фабрик (АСУТП ОФ) является одним из основных направлений технического прогресса в отрасли, что подтверждается опытом эксплуатации АСУТП на Зырянской, Алмалыкской свинцово-цинковых и Сорской медно-молибденовой фабриках, Норильском ГМК и ряде других предприятий.

Важнейший этап реализации АСУТП – внедрение автоматизированных систем аналитического контроля (АСАК), которые представляют собой законченные технологические процессы, включающие отбор, разделку, транспортировку и подготовку проб к анализу, проведение измерительного эксперимента и обработку информации. Специфика АСАК по сравнению с другими информационно-измерительными системами (ИИС) заключается в особой сложности получения аналитической информации. Вместе с тем сама по себе возможность получения точной и своевременной (не зависящей от персонала) информации с помощью АСАК позволит коренным образом изменить и

усовершенствовать всю организацию аналитической службы на обогатительных предприятиях.

Следует также отметить, что невозможно достичь существенного успеха без оснащения предприятий отрасли современными техническими средствами автоматизации, прежде всего, надежными ЭВМ, а также средствами контроля вещественного состава руд, промпродуктов, концентратов и хвостов; приборами контроля массы материала, проходящего на разных уровнях процесса; контроля физического и химического составов веществ; современными средствами отбора, доставки к месту контроля и обработки проб и др.

Опробование сопутствует любому процессу обогащения, поскольку только сопутствующими измерениями возможно определение качества исходных и конечных продуктов и расчет технологических показателей.

Цель опробования – получение необходимой информации об опробуемом продукте. При этом получение такой информации может осуществляться определением свойств этого опробуемого массива (например, при измерении массы, валовой переработки руды и т.п.) либо свойств некоторой выделенной части массива с последующим распространением этих свойств на всю опробуемую массу.

Вопросы теории опробования полезных ископаемых и продуктов их обогащения достаточно подробно освещены В.З. Козиным.

В настоящее время наиболее эффективным средством получения достоверной информации об управляемом процессе должны стать автоматизированные системы контроля.

С появлением автоматических анализаторов качества, основанных на современных физических и физико-химических методах контроля, автоматических гранулометров, уровнемеров и других технических средств значительно расширились возможности получения аналитической информации. Однако практическая реализация этих возможностей связана с трудностями методического характера, обусловленными большим разнообразием составов и свойств контролируемых сред, дефицитом некоторых технических средств, недостаточно высоким уровнем их надежности, а также высокой стоимостью и сложностью современных систем автоматического контроля.

Различают задачи отчетного контроля (анализы ОТК, балансовые, маркировочные и т.д.) и задачи оперативного контроля (анализы исходных, промежуточных и конечных продуктов по ходу процесса).

Отчетный контроль требует высокой точности анализов. Продолжительность и трудоемкость их выполнения хотя и имеют существенное значение, но не играют определяющей роли, поскольку результаты анализа не используются для управления непосредственно технологическим процессом. Отчетный контроль может быть обеспечен как классическими химическими, так и современными инструментальными физическими и физико-химическими методами.

Методы контроля технологических процессов

Технологические процессы	Контролируемый состав				Методы анализа																			
	Минеральный	Фазовый	Элементный	Молекулярный	Ионный	Рентгеноспектральный	Рентгенорадиометрические	Ядерно-физические	Радиоизотопные	Атомно-эмиссионные спектральные	Атомно-абсорбционные	Атомно-флуоресцентные	Люминесцентные	Спектрофотометрические	Титриметрические	Гравиметрические	Потенциометрические	Кондуктометрические	Магнитные	Полярографические	Хроматографические	Комбинированные	Рентгеноструктурные	Локальные микрондовые
<i>Подготовительные</i>																								
Дробление	+		+				+	+							+									+
Грохочение				+														+						
Измельчение	+	+	+	+		+	+	+	+			+		+	+				+	+		+	+	+
<i>Основные</i>																								
Гравитационное обогащение	+	+	+		+	+	+	+	+							+	+	+					+	+
Магнитное обогащение	+	+				+	+											+					+	+
Флотация	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+		+	+	+	+	+	+
Химическое обогащение	+	+	+		+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+		+	+	+	+	+	+
Физико-аналитическое обогащение		+	+			+	+	+	+			+	+	+						+				
Электрическое обогащение	+	+				+	+	+	+	+	+	+	+	+								+	+	+
<i>Вспомогательные</i>																								
Очистка сточных вод			+	+	+			+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+			
Приготовление и регенерация сточных флотационных реагентов				+	+			+	+					+	+				+	+	+			
Окусование			+	+		+	+	+	+							+						+		

Оперативный контроль требует достаточно высокой точности анализов в ограниченном диапазоне содержаний компонентов (в связи с необходимостью поддержания составов продуктов в узких пределах) с быстрой выдачей результатов анализов, поскольку они предназначены для непосредственного управления технологическими процессами. Очевидно, что оперативный контроль нужно вести непрерывно или дискретно с выдачей аналитической информации в одном темпе с протеканием технологических процессов. Эти требования, как правило, могут быть обеспечены только с помощью автоматических и полуавтоматических анализаторов в рамках автоматизированных систем аналитического контроля.

Создание систем управления, позволяющих вести технологические процессы в оптимальных режимах, требует существенного увеличения потоков аналитической информации на всех этапах обогатительного производства и, следовательно, значительного расширения круга используемых аналитических методов анализа. Представление о многообразии возможных методов контроля основных, подготовительных и вспомогательных технологических процессов обогащения дает [табл. 16](#).

Существуют проблемы создания АСАК теоретического и чисто технического характера.

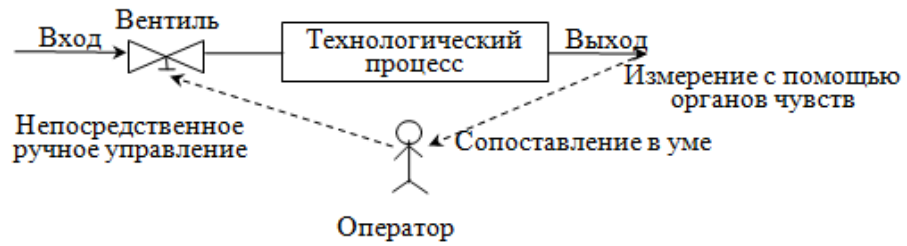
Теоретические проблемы обусловлены спецификой аналитического контроля, отличающей его от других более простых видов контроля, теория которых хорошо разработана. Сложностью аналитического контроля, по видимому, объясняется и недостаточная разработка ряда его аспектов на различных этапах выполнения аналитических и вычислительных операций.

Технические проблемы создания АСАК возникают из-за отсутствия некоторых технических средств, особенно на этапах отбора, подготовки и транспортировки проб, а также из-за недостаточной надежности средств аналитической и вычислительной техники.

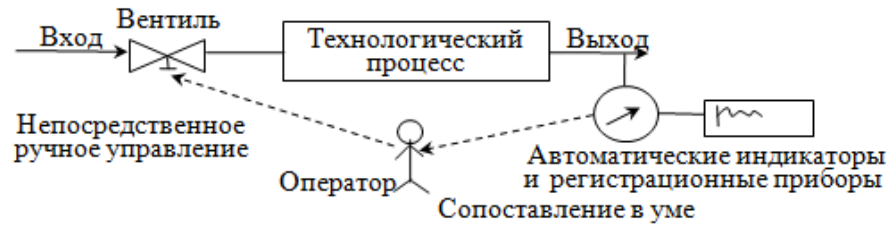
32.2. Принципы управления обогатительными фабриками

Эффективное управление сложными технологическими процессами обогащения на современном уровне возможно лишь с использованием ЭВМ, в этом случае оно обеспечивает достижение определенных эксплуатационных и экономических показателей процессов в целом и используемого в них оборудования.

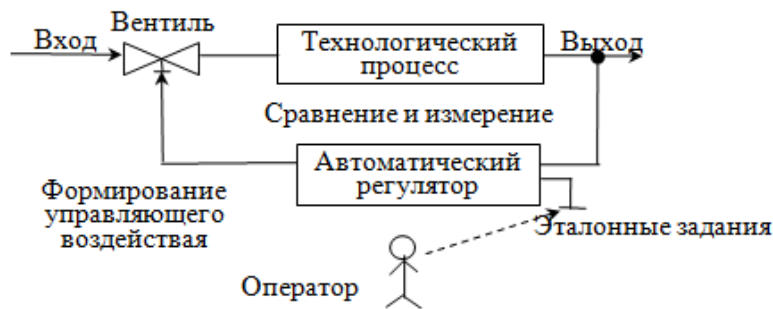
Как известно, любое управление строится на основе информации о состоянии объекта управления, сопоставления ее с целями управления и формирования по результатам этого сопоставления соответствующих управляющих воздействий. Развитие управления процессами происходило поэтапно ([рис. 67](#)).



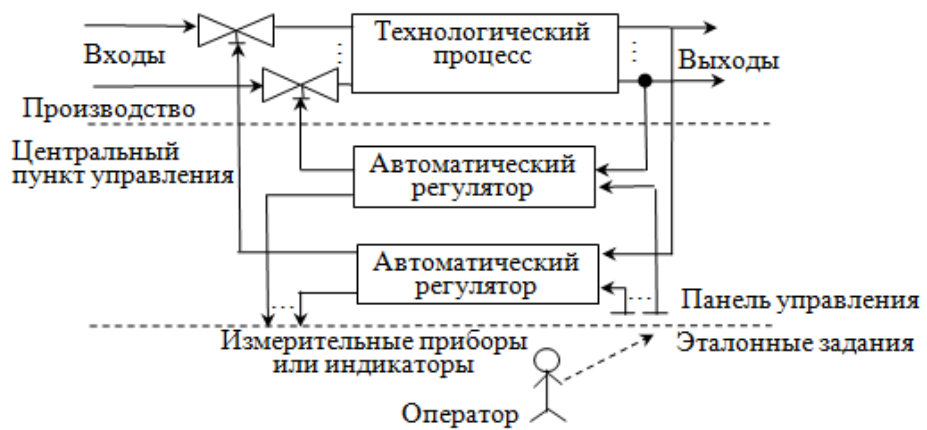
a



б



в



г

Рис. 67. Управление процессами: *a, б* – ручное; *в* – местное автоматическое; *г* – централизованное автоматическое

На *первом этапе* используют ручное управление – самая ранняя и наиболее простая форма управления. Для измерения переменных величин процесса оператор пользуется своими органами чувств и непосредственно вмешивается в управление процессом. Способ управления состоит в том, что оператор должен корректировать любое отклонение от требуемого рабочего режима путем изменения значения входной управляемой переменной, а затем наблюдать, оказалась ли поправка достаточной ([рис. 67, а](#)). Такие поправки следует вводить до тех пор, пока процесс не вернется к нормальному рабочему режиму.

На *втором этапе* также используют ручное управление, но с применением индикаторных и регистрационных приборов, заменивших собой человеческие органы чувств, что обеспечивает оперативные, взаимно согласованные и точные измерения. Регистрирующие автоматические приборы фиксируют данные и анализируют тенденции процесса. Функции оператора сводятся к тому, чтобы замечать отклонения выходных параметров процесса (по приборам) и вводить поправки в процесс ([рис. 67, б](#)).

На *третьем этапе* используют местное автоматическое регулирование, которое устраняет оператора из цепи обратной связи введением автоматического регулятора. Автоматические регуляторы-контроллеры выполняют в этом случае функции слежения за процессом и введения поправок для устранения отклонений от нормального хода. При этом единственная функция оператора – установка контрольных точек (заданий) для регулятора ([рис. 67, в](#)). Контрольные точки, или эталонные задания, – количественные значения входных параметров регуляторов, возле которых удерживаются переменные процесса.

На *четвертом этапе* используют централизованное автоматическое регулирование, возникшее на базе местного автоматического регулирования, для технологических процессов, имеющих большое число регулируемых переменных ([рис. 67, г](#)). Поскольку в этом случае достаточно трудно осуществлять наблюдение одновременно за многими удаленными друг от друга регуляторами, усложняется установка на них эталонных заданий. Выход – создание централизованного пункта управления в помещении, где собрано и смонтировано на панели управления большинство автоматических регуляторов. До периода использования ЭВМ в системе управления это было самой передовой формой автоматизации процессов. Однако даже на самых лучших централизованных пультах управления имелось много недостатков:

- некомплексный характер автоматизации, отсутствие возможности управлять процессом в целом;

- недостаточная согласованность результатов вследствие их зависимости от деятельности операторов;

- неудобство и высокая стоимость регистрации и обработки данных;

- невозможность применять оптимальное управление для получения наилучших технологических показателей;

большой риск аварий или опасных режимов работ в связи с длительным временем реакции операторов.

На *пятом этапе* для эффективного управления технологическими процессами применяют управляющие ЭВМ (рис. 68). ЭВМ, специально предназначенные для контроля и управления технологическими процессами в различных отраслях промышленности, называют управляющими вычислительными машинами (УВМ). В системах управления с УВМ используется два основных режима: информационный (режим советчика диспетчеру) и управляющий.

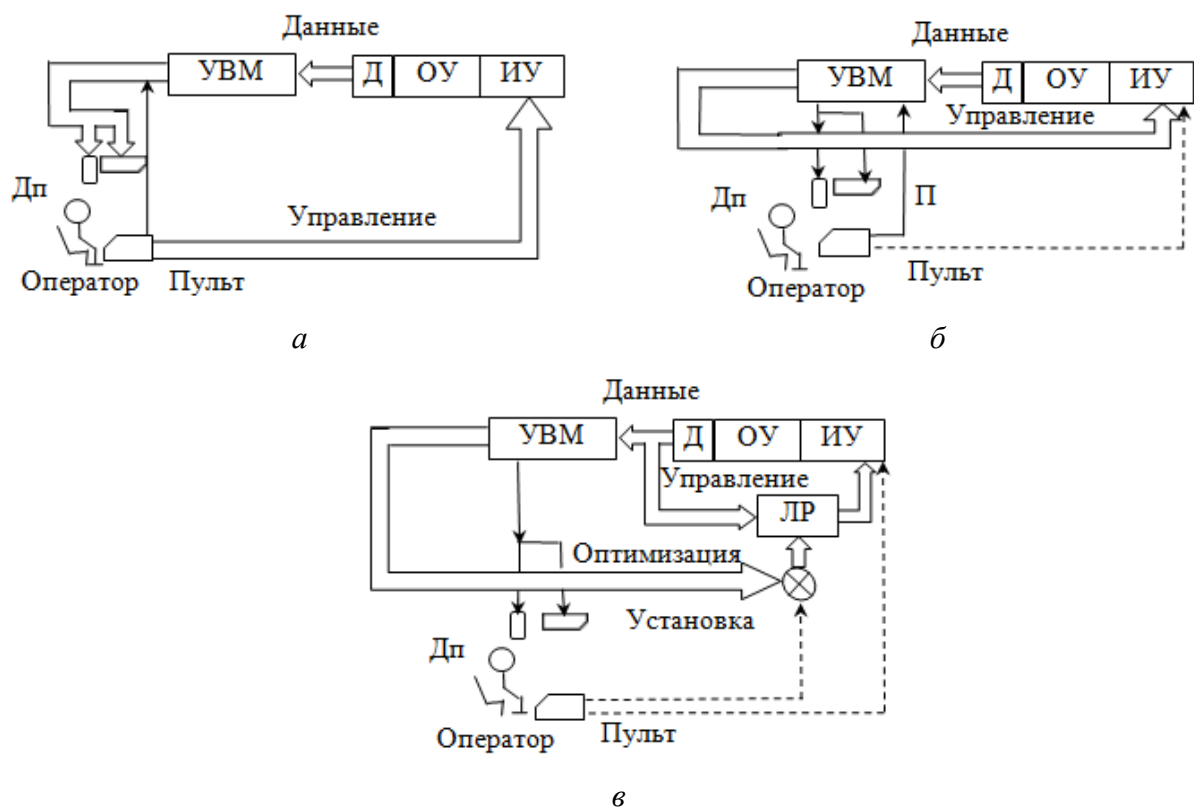


Рис. 68. Управление процессами с помощью ЭВМ: а – информационный режим; б – непосредственное управление; в – супервизорное управление; Дп – дисплей; П – принтер

Информационный режим характерен для систем автоматического контроля, сбора и переработки информации. Информационные системы непосредственно не решают задач управления процессом, хотя на основании собранной и переработанной с их помощью информации те или иные решения по управлению процессом принимаются непосредственно оператором (рис. 68, а).

Управляющий режим использования УВМ имеет две основных разновидности: непосредственное (или прямое) цифровое управление (НЦУ) и супервизорное (или не прямое) управление.

В режиме НЦУ (рис. 68, б) на основании информации о состоянии объекта управления (ОУ), снимаемой с датчиков (Д), и программы обработки информации, вводимой оператором, УВМ формирует управляющие воздействия и передает их сама на исполнительные устройства (ИУ) объекта управления, минуя оператора. Таким образом, обеспечивается автоматический режим работы системы управления без непосредственного участия оператора.

В супервизорном режиме (рис. 68, в) УВМ реализует задачи либо вычисления оптимальных значений установок локальных регуляторов (ЛР), либо координации работы локальных систем управления. Важным достоинством супервизорного режима является возможность реализовать сложные задачи управления (идентификация, оптимизация, прогнозирование и т.д.), используя средства локальной автоматики, что позволяет модернизировать существующие системы централизованного автоматического регулирования.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Что является одним из главных направлений технического прогресса в отрасли?
2. Назовите важнейшие этапы реализации автоматизированных систем управления технологическими процессами обогатительных фабрик.
3. Сформулируйте цель опробования.
4. Назовите задачи отчетного и оперативного контроля.
5. На чем базируется управление обогатительной фабрикой?
6. Расскажите о пяти этапах управления технологическими процессами.
7. Перечислите недостатки централизованных пультов управления.
8. Перечислите алгоритмические структуры управления и их задачи.

ЛЕКЦИЯ 33

ОРГАНИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВОМ

План лекции

33.1. Принципы организации производства [3].

33.2 Охрана труда на обогатительной фабрике [3].

33.1. Принципы организации производства

Организация деятельности любого предприятия строится в соответствии с особенностями производственного процесса. Процесс обогащения занимает особое место в производстве металлов: являясь промежуточным переделом, он должен обеспечить полноту использования добываемых руд, качество получаемых концентратов и других продуктов для получения высоких технико-экономических показателей и обеспечения эффективности металлургического производства.

На организацию производства большое влияние оказывает ряд особенностей производственных процессов обогащения: мелкоступенчатость производственного процесса, многообразие технологий производства, непрерывность, обеспечение прямоочности, сложная сеть транспортирования продуктов, большая материалоемкость и т.д. Все эти особенности производства должны быть учтены на стадии проведения исследований при разработке технологии обогащения и проектирования обогатительных фабрик.

Производственный процесс обогащения состоит из следующих стадий: усреднение руды, дробление, грохочение, измельчение, классификация, флотация, сгущение, фильтрование, сушка.

По *принципу протекания производственного процесса* строят производственную структуру обогатительной фабрики.

В зависимости от производственной мощности и структуры управления фабрика может выступать либо на правах самостоятельного предприятия, либо на правах цеха ГОКа.

По *характеру участия в переработке полезного ископаемого* стадии производственного процесса делят на основные и вспомогательные, аналогично этому делят на основные и вспомогательные цехи и отделения фабрики.

Производственная структура фабрики должна удовлетворять следующим основным принципам: цехи и участки должны быть хорошо управляемыми; затраты на управление и производство продукции должны быть минимальными; планирование производства и учет должны обеспечить оценку

результатов деятельности каждого участка и цеха, т.е. отвечать требованиям организации хозрасчета и арендных отношений, должна быть обеспечена возможность контроля и анализа результатов работы каждого участка и цеха. В наибольшей степени этим принципам отвечает построение цехов (отделений) по стадиям производственного процесса.

При этом можно четко спланировать технико-экономические показатели каждому производственному участку, организовать оперативный учет и контроль за его деятельностью, ввести хозрасчет и экономическое стимулирование и тем самым повысить эффективность работы каждого отделения (цеха).

Основными цехами и отделениями обогатительной фабрики являются отделение или цех усреднения руды, цеха крупного, мелкого и среднего дробления, цех (отделение) измельчения, цеха (отделения) обогащения, обезвоживания, склады готовой продукции, цех удаления и складирования хвостов, шламовые отстойники.

К вспомогательным цехам (отделениям) относят реагентное отделение, службы водо-, электроснабжения, ремонтный цех, котельную, отдел технического контроля, научно-исследовательскую и химическую лаборатории, складское хозяйство, административно-хозяйственную службу.

Ведущее звено в технологической цепи, определяющее производственную мощность обогатительной фабрики, – цеха (отделения) измельчения и собственно обогащения (флотации). Их производительность определяет темпы и пропорции производительности других отделений (цехов) фабрики.

Производственная мощность обогатительной фабрики по сырью P_c характеризует максимальную производственную возможность на данный момент с учетом достигнутого уровня развития техники, технологии и организации производства:

$$P_c = N(T_k - T_p)N_{\text{тех}},$$

где N – число одинарного оборудования; T_k – календарное время; T_p – время планируемых перерывов на проведение капитальных и планово-предупредительных ремонтов, а также технологических остановок; $N_{\text{тех}}$ – техническая норма производительности единицы оборудования в единицу времени по сырью, т/ч, т/смену, т/сут.

Производственная мощность по концентрату P_k показывает возможность использования сырья в зависимости от его качества при использовании наиболее совершенной технологии и рациональной организации производства:

$$P_k = N(T_k - T_p)N_{\text{тех}}(100\alpha\varepsilon/\beta),$$

где α – содержание металла в исходном сырье, %; ε – извлечение металла в одноименный концентрат, %; β – содержание металла в концентрате, %.

Технологический процесс обогащения осуществляется путем непрерывной постадийной переработки, поэтому мощности последовательных пе-

ределов должны быть согласованы между собой и с ведущим отделением. Для этого рассчитывают производственные мощности основных переделов и участков и составляют их структуру, которую анализируют с целью выявления «узких мест».

Расчет производственной программы проверяется составлением баланса полезных компонентов, который дополняется стоимостным балансом. Составление последнего особенно важно в условиях комплексного использования сырья, так как он позволяет установить полноту использования полезных компонентов и определить коэффициент комплексного использования сырья.

Непрерывный характер процесса обогащения обуславливает и непрерывный режим работы обогатительной фабрики.

Все обогатительные фабрики работают 365 дн/год за исключением дней, связанных с проведением ремонтных работ, что определено правилами внутреннего распорядка.

В современных условиях эффективно организовать управление производством на обогатительных фабриках возможно только с учетом тесной взаимосвязи с работой других подразделений горно-обогатительного комбината.

Для горно-обогатительных комплексов характерны следующие особенности, которые влияют на процесс управления: перемещение объектов управления во времени и пространстве, высокая концентрация производства, сложность и неустойчивость многих технологических процессов, зависящих от различных горно-геологических условий, значительные энерго- и фондоемкость. При большом числе внутренних и внешних связей организация управления таким сложным производством возможна на основе применения вычислительной техники и экономико-математических методов. При этом значительно повышается степень оптимизации различных решений и снижается трудоемкость их разработки при решении задач прогнозирования, регулирования, планирования, учета и контроля.

Следовательно, эффективное управление производством возможно путем создания и внедрения АСУП, что позволит обеспечить достижение максимальных технико-экономических показателей обогащения.

В силу того, что обогатительные комплексы тесно взаимосвязаны с технологическими комплексами добычи руды и требуется получить заданные массу и качество концентрата, необходимо решить задачу формирования качественного состава руды. Поэтому АСУП обогатительной фабрики должна быть в единой системе АСУП ГОКа в виде функциональных и экономико-организационных подсистем.

Функциональные подсистемы включают в себя планирование и подготовку производства, где рассчитывается план производства с учетом гранулометрического состава и качества исходного сырья (руды), а также объемы переработки руды. Завершающий этап планирования производства – план выпуска концентрата по обогатительной фабрике. При решении задачи учи-

тывается график планово-предупредительных ремонтов (ППР) обогатительного оборудования.

Результаты решения задачи – машинограммы по переработке руды и выпуску концентрата с расчетом всех показателей обогащения по секциям, участкам, сменам с нарастающим итогом с начала месяца.

Подсистема «Оперативное управление производством» включает выполнение следующих функций:

оперативное недельно-суточное и сменно-суточное планирование работ основных технологических переделов, в том числе обогатительной фабрики, где решается задача «Расчет недельно-суточного графика работы обогатительной фабрики», который сводится к определению переработки массы руды, обеспечивающей производство планируемого объема концентрата с учетом графика ППР оборудования, остатка руды в бункерах дробильного и главного корпусов фабрики; массы руды, поставляемой с горного цеха, плановых показателей по выпуску концентрата нарастающим итогом работы с начала месяца. Составление недельно-суточных графиков позволяет выдерживать принцип непрерывности и последовательности планирования с учетом возможности каждого цеха и скоординировать работу всех цехов;

оперативно-диспетчерское планирование, главной функцией которого является получение исходных данных для управления производством путем перераспределения сменных заданий по отдельным агрегатам и участкам;

оперативно-диспетчерский контроль и управление основным производством.

Задачи этой подсистемы являются второй ступенью управления основными производствами, т.е. горным цехом и обогатительной фабрикой, и характеризуются большим объемом и автоматизированным сбором информации за каждый час. Здесь решаются следующие задачи:

оперативно-диспетчерский контроль технологического процесса обогащения – предназначен для оперативного контроля технологических показателей процесса обогащения по данным экспресс-анализа и автоматически по счетчикам о переработке руды, а также для обработки дополнительной информации об отклонении от плана производства концентрата;

оперативный анализ работы обогатительной фабрики по производственной ситуации – предназначен для оперативного выявления причин, вызывающих нарушение технологии обогащения, и выдачи рекомендации по устранению их причин;

оценка работы обогатительной фабрики – предназначена для оперативного управления работой обогатительной фабрики и объективной оценки потока информации, характеризующей работу и состояние оборудования, а также оценки работы отдельных смен.

Подсистема «Управление ремонтным обслуживанием» охватывает комплекс задач планирования, организации, учета и анализа ремонтного обслуживания оборудования технологических цехов. Процесс реализации сис-

темы управления в АСУП включает сбор исходных данных, их передачу по каналам связи, первичную обработку для ввода в ЭВМ данных и решение задачи, вывод данных решения.

Экономико-организационные подсистемы создаются по цехам, отделам, фабрике, производственным участкам.

Начальник цеха или мастер участка получает информацию от ЭВМ, которая содержит в своей памяти сведения о ходе производственного процесса в цехе или на участке и выдает руководителям запрашиваемые данные о выполнении программы, наличии ресурсов, простоя и т.п.

Первоочередная задача создания систем управления технологическими и организационно-экономическими процессами – внедрение подсистемы оперативно-диспетчерского управления, которая должна руководствоваться в своей деятельности сменно-суточной работой и недельно-суточными планами-графиками.

Ее организационная и функциональная структура, как правило, состоит из четырех уровней – главный диспетчер фабрики, диспетчеры общезаводского назначения (энерго-, водоснабжение, ремонтное хозяйство и др.), диспетчеры основных производственно-технологических подразделений (дробильный, обогатительный комплексы и т.д.), операторы отдельных процессов. Все управление условно может быть разбито на два уровня: нижний – управление технологическими процессами, верхний – управление общезаводскими задачами.

Основные функции управления на нижнем уровне осуществляют операторы, главными задачами которых являются контроль качества сырья, промпродуктов и концентратов, контроль основных технологических параметров процесса и состояния технического уровня технологического оборудования, дистанционное управление поточно-транспортными системами и организация работ по аварийным ситуациям.

В своей работе операторы должны стремиться к достижению необходимой производительности при заданном качестве готового продукта.

Решение общезаводских задач оперативного управления и организации возлагается на главного диспетчера, функции которого сводятся к контролю качественных показателей подразделений фабрики, состояния основного технологического оборудования и руководству работами по устранению аварийных ситуаций, ведению необходимой отчетности по основным производственным и экономическим показателям, осуществлению связи с поставщиками руды и потребителями готовой продукции, ведению необходимого анализа и отчетности по разделению затрат труда между подразделениями фабрики. Критерием управления может быть минимизация затрат на производство продукции заданного качества в заданном количестве.

Управление технологическими процессами предусматривает переработку собранной информации в соответствии с заключенными в систему алгоритмами управления и выдачу управляющих и корректирующих воздействий.

Задачи управления могут иметь следующие назначения и алгоритмические структуры:

- алгоритм управления загрузкой дробилок крупного дробления;
- алгоритм управления загрузкой дробилок среднего и мелкого дробления;
- алгоритм управления циклом измельчения, изменением питания головной мельницы и плотности слива классификатора;
- алгоритм взаимосвязанного управления стадиями в зависимости от общего критерия управления секциями;
- алгоритм расчета оптимального прогнозирования состава поступающего на переработку сырья с целью оптимизации результатов управления;
- периодическая коррекция статистической модели объекта по мере ее изменения;
- выполнение многовариантных расчетов показателей обогащения для разных сортов поступающих на переработку руд и стабилизации их минерального состава;
- алгоритм пополнения статистических данных.

Опыт внедрения автоматизированных систем показал экономическую целесообразность функционального, технического и особенно информационного объединения «изолированных» АСУ в комплексную интегрированную систему.

Горно-обогатительный комбинат представляет собой управляемую сложную динамическую систему, состоящую из множества единиц (предприятия, цеха, отделения, участки, секции и т.д.).

В настоящее время управление такой системой без средств современной вычислительной техники затруднено, что связано с непрерывными качественными и количественными изменениями производства и увеличивающимся многообразием различных решений. Но создание АСУП не является простой автоматизацией действующей системы организации и управления. Задача заключается в том, что разработав систему управления применительно к АСУП, необходимо перестроить структуру органов управления, усилить права и обязанности подразделений и должностных лиц, документооборот, планирование, учет и контроль.

Как показывает опыт, эффективность внедрения АСУП на фабрике выражается в повышении организационно-технического и экономического уровня производства, качества концентратов, извлечения ценных компонентов, росте производительности труда, лучшем использовании основных фондов и оборотных средств.

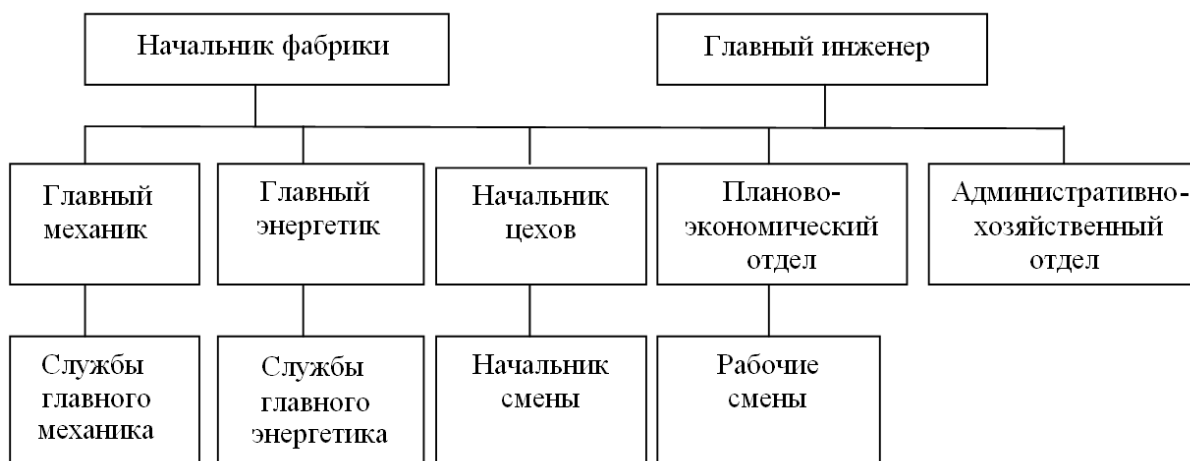


Рис. 69. Структурные подразделения обогатительной фабрики

Производственная деятельность фабрики организуется управленческим аппаратом, во главе которого стоят директор (начальник) фабрики и главный инженер (главный технолог). На [рис. 69](#) приведена структура подразделений обогатительной фабрики. Отдел технического контроля структурно не входит в состав обогатительной фабрики и подчиняется управлению комбината.

В соответствии с типовыми правилами и законами о труде администрация фабрики (по согласованию с профсоюзным комитетом) устанавливает правила внутреннего трудового распорядка применительно к местным условиям.

В правилах внутреннего трудового распорядка предприятия указаны: порядок приема на работу и увольнения; обязанности рабочих, служащих и администрации и др.

Обязанности, которые выполняет каждый работник, определяются тарифно-квалификационными справочниками работ и профессий, а также соответствующими инструкциями и положениями.

В правилах внутреннего распорядка указывают время начала и окончания работы и перерыв для отдыха и питания. График выходов составляют таким образом, чтобы соблюдалась нормальная продолжительность рабочего времени, т.е. не более 41 ч/нед. при нормальных условиях труда и не более 36 ч/нед. при вредных.

В основном обогатительные фабрики работают круглосуточно, поэтому график работы технологического персонала непрерывный, предусматривающий переход из одной смены в другую. Наиболее распространен четырехсменный график: через каждые четыре восьмичасовых смены бригада отдыхает 2 сут, а затем выходит на работу в другое время суток. За работу в ночное время (с 22 до 6 ч) производится доплата к тарифному фонду заработной платы.

Работа цехов дробления организуется в соответствии с режимом подачи руды на фабрику, производительностью цеха и другими особенностями. В последнее время отмечается тенденция проводить крупное дробление непосредственно на месте добычи руды (в карьере или на шахте).

Основные условия, обеспечивающие нормальную ритмичную работу обогатительной фабрики, – бесперебойная подача руды с плановым содержанием металлов, соблюдение технологического режима и безаварийная работа оборудования. Последнее достигается соответствующим обслуживанием агрегатов, постоянным соблюдением планово-предупредительных ремонтов. Для оборудования используют два вида ППР – текущие (основные) и капитальные.

Руды, поступающие на обогащение из различных участков месторождения, обычно резко отличаются вещественным составом, физико-механическими свойствами и обогатимостью. Значительные отклонения содержания металлов в руде, поступающей на фабрику, не позволяют получить высоких и устойчивых показателей по извлечению и содержанию в концентратах. Для устранения этого на горно-обогатительных предприятиях осуществляют технологическое картирование месторождения и усреднение перерабатываемых руд.

Конечной продукцией обогатительных фабрик, перерабатывающих руды цветных металлов, являются концентраты этих металлов и попутно получаемые продукты, находящие применение в различных отраслях промышленности. Концентраты и попутные продукты должны соответствовать определенному качеству, которое регламентируется стандартами. Повышение качества выпускаемой товарной продукции – одна из важнейших задач предприятия.

Качество концентратов оценивают аттестацией по трем категориям качества: высшей, первой и второй. Продукция высшей категории по своему качеству соответствует лучшей аналогичной продукции в нашей стране и за рубежом. Продукция первой категории должна соответствовать требованиям действующих стандартов и технических условий. Продукция второй категории не соответствует современным требованиям потребителя. Для того чтобы стать товарной, ее необходимо дообогащать.

Получение продукции лучшего качества стимулируют оптовыми ценами на полезные ископаемые и продукты обогащения. Управление качеством становится неотъемлемой частью научного управления производством, которое зависит в конечном итоге от всех технических служб предприятия.

С целью координации этой работы на многих из них созданы службы управления качеством, а также советы по качеству, разработаны комплексные системы управления качеством продукции (КС УКП).

Комплексная система управления качеством включает:
требования к исходному сырью;

регламентацию параметров технологических операций на обогатительных фабриках, контроль за поступающими реагентами и материалами;

совершенствование методов аналитического контроля и службы метрологии;

регламентацию производственных отношений между цехами и службами объединения;

регламентацию прав и обязанностей ИТР в организации работы по управлению качеством;

систему материального стимулирования за стабильность качества руды и концентратов и другие мероприятия.

Основа КС УКП – оперативное опробование руд и продуктов обогащения.

Для оперативного управления производством и размещения аппаратуры технических средств АСУТП на фабриках предусмотрены центральный (общефабричный) диспетчерский пункт и операторские пункты по переделам. Операторские пункты размещают в непосредственной близости от управляемых участков с возможностью визуального наблюдения за состоянием оборудования и ходом технологического процесса. На ОП оборудуют щиты КИП, пульта управления поточно-транспортными системами, мнемосхемами, устройствами автоматической печати, с помощью которых можно получить информацию от ЭВМ центрального диспетчерского пункта.

33.2. Охрана труда на обогатительной фабрике

Охрана труда представляет собой систему законодательных актов, социально-экономических, организационных, технических, гигиенических и лечебно-профилактических мероприятий и средств, обеспечивающих безопасность, сохранение здоровья и работоспособности человека в процессе труда.

Охрана труда трудящихся обогатительных, дробильно-сортировочных фабрик обеспечивается выполнением Единых правил безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов, Правил безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей и сланцев.

Технология обогащения полезных ископаемых включает в себя процессы, вредное влияние которых на здоровье трудящихся невозможно полностью исключить за счет организационно-технических мероприятий. В этом случае предусматриваются льготы за вредные условия труда: сокращенный рабочий день – до 6 ч (иногда до 4 ч), дополнительный отпуск, спецпитание, льготное пенсионное обеспечение. Для защиты здоровья от вредного воздействия выдаются средства индивидуальной защиты (спецодежда, респираторы, защитные очки, противогазы, противошумные устройства и др.).

Работающих на обогатительных фабриках обучают безопасным способам труда, для чего проводят следующие инструктажи:

вводный – с каждым принимаемым на работу;

первичный – на рабочем месте;

повторный – не реже 2 раз в год;

внеплановый – связанный с какими-либо изменениями в технике или технологии;

текущий – перед проведением работы, отличающейся от обычно выполняемой.

Правилами безопасности определены требования к производственной санитарии, включающей требования к общим санитарным правилам, производственным помещениям, вентиляции и отоплению, освещению, защите от производственного шума, вибрации, ультразвука, радиоактивных излучений. Так, нормативами установлены предельно допустимые концентрации вредных веществ (ПДК) в воздухе рабочей зоны в виде газов, паров, пыли, аэрозолей – не более чем 800 соединений. Например, ПДК алифатических аминов составляет 1, кремнесодержащей пыли – 1, бутилового ксантогената калия – 10 мг/м^3 .

Передвижение по фабрике и промплощадке допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам, площадкам. Все площадки, расположенные на высоте более 0,3 м над уровнем пола, оборудуют перилами высотой не менее 1 м и лестницами, также имеющими перила такой же

высоты. В нижней части перила должны иметь сплошную обшивку высотой не менее 0,14 м.

Металлические площадки и лестницы должны быть выполнены из рифленого металла. Ширина лестниц должна быть не менее 0,6 м, высота ступеней – не более 0,3 м, ширина – не менее 0,25 м. Угол наклона лестниц, постоянно эксплуатируемых, не должен превышать 45° , а эксплуатируемых 1–2 раза в смену, не должен превышать 60° . Ширина магистральных проходов должна быть не менее 1,5 м, рабочих – не менее 1 м, проходов между стеной и машинами – не менее 0,8 м. Все монтажные проемы, зумпфы, колодцы, канавы должны быть ограждены перилами высотой 1 м со сплошной обшивкой по низу.

При пересечении проходов и рабочих площадок реагентопроводами они должны быть заключены в реагентонепроницаемые перегородки.

Освещенность производственных помещений, территории фабрики, проходов и проездов должна соответствовать установленным нормам. В зависимости от выполняемой работы освещенность может колебаться от 50 до 5 000 лк. Для переносного освещения допускается использование светильников напряжением не выше 12 В во взрывозащитном исполнении.

Для исключения поражения электрическим током используют различные технические средства и способы (защитное заземление, зануление, предохранительные приспособления и др.).

Все движущиеся (вращающиеся) части механизмов должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с ячейками не более 25x25 мм. Пусковые устройства машин и аппаратов должны располагаться таким образом, чтобы с этого места просматривались все рабочие площадки и проходы. Перед пуском в работу оборудования, находящегося вне зоны видимости, подают звуковой сигнал, дублирующий световой, делают оповещение через громкоговорящую связь. На ленточных конвейерах, наиболее распространенных видах внутрифабричного транспорта, должны быть устройства, обеспечивающие безопасные условия их обслуживания. В частности, должны быть установлены переходные мостики (не реже чем через 100 м), устройства, обеспечивающие остановку конвейера из любой точки по его длине со стороны основных проходов.

Общие требования для работников обогатительных фабрик:

1. Во время работы нужно обязательно пользоваться спецодеждой. Запрещается приступать к работе без применения соответствующих средств индивидуальной защиты, а также в неисправной, неотремонтированной спецодежде.

2. Перед пуском машины необходимо проверить защитные ограждения, заземление, убедиться в отсутствии в ней посторонних предметов, инструмента, людей и подать предупредительный сигнал.

3. При поломке агрегата, сильной вибрации, ненормальном шуме, при появлении дыма из электродвигателя и пусковой аппаратуры рабочий обязан немедленно остановить машину.

В соответствии с правилами техники безопасности запрещается:

работать на неисправном оборудовании, пользоваться неисправным инструментом и неисправными средствами индивидуальной защиты;

проводить смазку и чистку машины на ходу, выполнять ремонт оборудования во время его работы;

заходить за ограждения во время работы при снятых с движущихся частей кожухах;

перелезать через конвейеры во время их остановки, а тем более во время работы, проводить чистку и ремонт на ходу;

курить и принимать пищу в неотведенном для этого месте.

Кроме общих инструкций, на обогатительных фабриках разработаны и выполняются правила техники безопасности для отделений дробления и грохочения, измельчения и классификации, флотации и реагентного, гравитационных методов, магнитной и электрической сепарации, обезвоживания, сушки, отделения складирования хвостов и очистки сточных вод с учетом специфических условий.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Какие особенности процессов обогащения необходимо учитывать при организации производства?

2. Каким основным принципам должна удовлетворять производственная структура фабрик?

3. Какие цеха обогатительной фабрики относятся к основным, вспомогательным?

4. Как определяется и от чего зависит производственная мощность по сырью?

5. На что показывает производственная мощность по концентрату, как определяется?

6. Из каких стадий состоит производственный процесс обогащения?

7. По какому принципу строят производственную структуру обогатительной фабрики?

8. По какому принципу цеха и отделения фабрики делят на основные и вспомогательные?

9. Какие преимущества имеет производственная структура, построенная с учетом основных принципов?

10. Какие цеха определяют производственную мощность фабрики?

11. Каким образом проверяется расчет производственной программы?

12. Сколько дней в году работает обогатительная фабрика?
13. Как можно организовать эффективное управление производством на обогатительной фабрике в современных условиях?
14. Почему АСУП обогатительной фабрики и АСУП ГОКа должны быть в единой системе?
15. Что является завершающим этапом планирования производства?
16. Выполнение каких функций обеспечивает подсистема «Оперативное управление производством»?
17. Что включает в себя расчет недельно-суточного графика работы обогатительной фабрики?
18. Что является главной функцией оперативно-диспетчерского контроля?
19. Назовите задачи и предназначение оперативно-диспетчерского контроля технологического процесса обогащения.
20. Для чего предназначена подсистема «Оценка работы обогатительной фабрики»?
21. Для чего необходим оперативный анализ работы фабрики по производственной ситуации?
22. Что включает в себя процесс реализации системы управления в АСУТП?
23. Где создаются экономико-организационные подсистемы?
24. Какова организационно-функциональная структура экономико-организационной подсистемы?
25. Перечислите задачи операторов.
26. Расскажите о функциях главного диспетчера.
27. Что является критерием управления?
28. Какие алгоритмические структуры выполняют задачи управления?
29. Нарисуйте схему управленческого аппарата фабрики и структурных подразделений.
30. Назовите три категории качества концентратов и требования, которым они должны соответствовать.
31. Что включает в себя КС УКП?
32. Где предусматривается установка аппаратуры технических средств АСУТП на фабриках?
33. Что представляет собой охрана труда?
34. Чем обеспечивается охрана труда?
35. Какие льготы предусматриваются работникам фабрики за вредные условия труда?
36. Какие виды инструктажа проводят на фабрике?
37. Изложите основные правила безопасности.
38. Какие нормы ПДК установлены правилами безопасности на обогатительной фабрике?

ЛЕКЦИЯ 34

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И ПОЛНОГО КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

План лекции

34.1. Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России [9, 11, 12, 13].

34.2. Направления совершенствования и развития процессов обогащения полезных ископаемых [9, 11, 12, 13].

34.1. Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России

Устойчивость развития минерально-перерабатывающей индустрии страны определяется объемом добычи рудной массы, количеством перерабатываемого сырья и извлекаемых ценных компонентов, их ассортиментом, эффективностью технологии извлечения минералов, экологичностью процесса, запасами минерального сырья и потребностью в нем общества.

Одним из важнейших параметров, определяющих состояние минерально-сырьевого потенциала страны, является количество добываемых и извлекаемых минералов. Всего в мире насчитывается 166 горнодобывающих стран, но в лидирующую группу входят 10 стран, причем Россия по данному критерию занимает первое место в мире (извлекается 48 минералов).

Не менее важным критерием является объем добычи и переработки полезных ископаемых. США, Китай и Россия занимают, соответственно, 1–3 места, доля этих стран составляет 41 %. В целом на долю первой десятки горнодобывающих стран приходится 63,7 % мирового объема добычи и переработки минерального сырья, в том числе 87,1 % – черных металлов (лидирует Бразилия с 28,9 % добычи), 61,1 % – цветных металлов (лидирует Австралия с 31 % добычи) и 43,7 % – благородных металлов (также лидирует Австралия с 11 % добычи).

Всего в России насчитывается более 100 горно-обогащительных и горно-металлургических предприятий, перерабатывающих руды черных, цветных и благородных металлов (всего около 1 млрд т рудной массы), в состав

которых входят 60 крупных карьеров, 75 рудников и 90 обогатительных фабрик.

Добыча угля в 2004 г. в России достигла 283 млн т, в том числе подземным способом 101,7 млн т на 104 шахтах и 181,3 млн т открытым способом на 134 карьерах. Переработка 120 млн т угля осуществляется на 42 обогатительных фабриках. К 2015 г. предполагается 80 % добываемого угля направлять на обогащение.

Анализ представленных данных показывает, что Россия является одной из крупнейших стран мира, обладающих мощной минерально-сырьевой базой.

Однако качество руд полезных ископаемых в России (медно-цинковые, редкометаллические, оловянные, вольфрамовые, титановые, бокситовые и др.) существенно уступает зарубежным аналогам.

За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах снизилось в 1,3–1,5 раза, железа и золота – в 1,25 раза, доля труднообогатимых руд и угля возросла с 15 до 40 % от общей массы сырья, поступающего на обогащение. В переработку вовлекаются руды, характеризующиеся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью и близкими технологическими свойствами минералов.

Предварительные расчеты показывают, что большинство рудных месторождений России, учтенных государственным балансом, по многим видам полезных ископаемых могут перейти в категорию забалансовых, так как учитывая мировые цены на конечную продукцию, их разработка с применением традиционных технологий нерентабельна.

В сравнении с развитыми зарубежными государствами до сих пор наблюдается сильное отставание в уровне машиностроительной базы для производства обогатительного оборудования, его качества, металлоемкости, энергоемкости и износостойкости. Вследствие недостаточной автоматизации и компьютеризации процессов обогащения полезных ископаемых производительность труда на отечественных обогатительных фабриках ниже по сравнению с мировым уровнем по соответствующим аналогам.

Износ основного и вспомогательного оборудования на обогатительных фабриках достиг критической отметки и составляет от 60 до 90 %. Практически полностью разрушены и утеряны опытно-промышленные обогатительные предприятия, на которых отрабатывались новые технологии и оборудование, основные машиностроительные заводы по производству горно-обогатительного оборудования остались на Украине.

Следовательно, в настоящий момент выявился ряд серьезных противоречий между изменением характера минерально-сырьевой базы, т.е. необходимостью вовлечения в переработку труднообогатимых руд и месторождений, экологически обостренной ситуацией в горнопромышленных регионах и состоянием техники, технологии и организации первичной переработки минерального сырья на горно-обогатительных предприятиях.

В этих условиях повышение полноты и комплексности обогащения полезных ископаемых, создание высокоэффективных, экологически безопасных технологий приобретает первостепенное значение. Оно должно основываться на интенсификации действующих и создании новых способов извлечения компонентов из труднообогатимых руд и техногенных месторождений на базе новейших достижений фундаментальных наук, комбинировании обогатительных и химико-металлургических процессов с применением современных пиро- и гидрометаллургических технологий.

34.2. Направления совершенствования и развития процессов обогащения полезных ископаемых

В последние годы основные исследования академических и отраслевых институтов и вузов были направлены:

на разработку высокоэффективных, энергосберегающих методов и оборудования для интергранулярного разрушения горных пород и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов;

создание новых экологически безопасных процессов комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенных образований на основе комбинирования современных методов обогащения, пиро- и гидрометаллургии;

разработку высокоэффективных нетрадиционных методов вскрытия упорных руд для переработки в процессах кучного и подземного выщелачивания;

разработку технологии глубокого обогащения угля с получением зольности концентрата не менее 2 % и содержания серы менее 1 % с целью использования в качестве топлива вместо мазута;

создание технологий глубокой переработки железосодержащих руд с получением высококачественных концентратов (более 70 %) при минимальном содержании серы и фосфора;

создание высокоэффективной технологии переработки фосфорсодержащих, карбонатных марганцевых руд (Иркутская область, Мордовия, Урал) для частичной компенсации марганца в России;

создание и внедрение новых процессов и аппаратов для повышения контрастности свойств минералов на основе энергетических воздействий;

разработку экономически безопасных методов водоподготовки, обеспечивающих эффективную переработку минерального сырья в условиях замкнутого водооборота.

Реализация новых технологий на горно-обогатительных предприятиях России позволит увеличить извлечение металлов на 10–15 %, получить высококачественную готовую продукцию, конкурентоспособную на мировом рынке, снизить энергоемкость и повысить производительность в 2–3 раза, вовлечь в переработку забалансовые руды и техногенное сырье, восполнить дефицит по ряду металлов и резко улучшить экологическую обстановку в горнопромышленных регионах.

К настоящему времени созданы новые эффективные технологии и высокопроизводительное обогатительное оборудование, дающие возможность обеспечить высокую степень комплексного использования сырья. Однако дальнейшее решение взаимосвязанных проблем более рационального использования природных ресурсов, экологии, энергетики и управления производством требуют качественно нового уровня техники и технологии переработки и обогащения минерального и других видов сырья. Это может быть

достигнуто только за счет дальнейшего совершенствования и развития процессов обогащения полезных ископаемых на базе как уже имеющихся теоретических разработок, гипотез, теорий в области обогащения полезных ископаемых, так и путем использования последних достижений в области физики, химии, механики, теории управления и т.д.

Теоретической базой резкого повышения эффективности раскрытия (разъединения) минералов из сростков при снижении энергоемкости, капитальных затрат и эксплуатационных расходов при этом является теория Орована – Гриффитса – Ребиндера – Ревнивцева.

От степени реализации разработанных принципов избирательного раскрытия минералов из сростков будет зависеть эффективность разработанных принципиально новых конструкций электрогидравлических и электроимпульсных дробилок ударного и взрывного действия, струйных, вибрационных, планетарных и центробежных мельниц, ударных мельниц самоизмельчения и мельниц с измельчением токами высокой частоты, дезинтеграторов ультразвукового действия и с использованием низкотемпературной плазменной технологии.

Предлагаемые новые методы дезинтеграции обеспечивают, как правило, кроме интергранулярного раскола, большую равномерность гранулометрического состава, повышение КПД и производительности аппаратов по свежеобразованной поверхности. Однако эти аппараты имеют в настоящее время или более низкую производительность, или более высокую энергоемкость. Поэтому в будущем могут получить развитие двухступенчатые технологические схемы: с предварительным получением грубых коллективных концентратов извлекаемых минералов после дробления и измельчения в обычных аппаратах в первой степени и разделением грубого концентрата после измельчения в новых аппаратах – во второй степени.

С позиций теории избирательного раскрытия сростков минералов повышение эффективности работы обычного дробильного оборудования может быть достигнуто увеличением числа качаний дробящего тела (конуса, щеки), совершенствованием профиля дробящей камеры, использованием инерционного привода и наложением вибрационного поля или иного поля малых импульсов энергетического воздействия на дробимый материал.

Повышение эффективности удельной производительности шаровых и стержневых мельниц (на 30–70 %) достигается за счет снижения крупности их питания, повышения пропускной способности, выявления оптимальной частоты вращения мельниц, оптимальной рационализованной загрузки их измельчающими телами определенной формы и целесообразности химических добавок – понизителей прочности материала.

Увеличение степени раскрытия полезных минералов при минимальном переизмельчении их свободных зерен и минералов породы может быть достигнуто:

- 1) переводом шаровых мельниц на некатарактный режим работы при доизмельчении промпродуктов и концентратов;
- 2) установкой флотоклассификаторов, монокамер, флотоотсадочных машин, гравитационных аппаратов в замкнутых циклах измельчения, осуществлением флотации песков гидроциклонов в машинах типа «Ским Эйр» с целью вывода из процесса раскрытых зерен полезных минералов;
- 3) применением более эффективных грохотов и классифицирующих устройств в циклах дробления и измельчения.

Сущностью методов интенсификации и повышения эффективности грохочения является максимальное увеличение вероятности прохождения зерен необходимой крупности через отверстия просеивающей поверхности. Она достигается применением «активных» поверхностей за счет использования эластомеров, волнообразной установки сита (принцип «Umbrex»), использованием сит с непосредственным возбуждением и сит, различные участки которых или сита одного грохота имеют разные параметры колебаний или отличаются градиентом интенсивности колебаний. Гидравлические грохоты с эластичной синтетической сеткой обеспечивают эффективное грохочение плотных пульп (60–65 % твердого). Использование грохотов тонкого грохочения в качестве классифицирующих аппаратов позволит снизить ошламование извлекаемых минералов, повысить точность разделения материала по крупности, улучшить качественные и количественные показатели как измельчительных, так и обогатительных операций.

Совершенствование и повышение эффективности основных классифицирующих аппаратов в цикле измельчения – гидроциклонов – осуществляется за счет спирального ввода питания, применения новых износостойких материалов (керамики, специальной резины, полиуретана и др.), использования насосов с регулируемой частотой вращения и систем автоматизации.

Эффективное направление снижения затрат на дробление и измельчение в цикле рудоподготовки – реализация современной тенденции максимального разупрочнения горной массы при взрыве в процессе горных работ. Лучшие результаты достигаются при учете стратиграфических особенностей залегания рудных тел, оптимальном содержании газообразующих компонентов во взрывчатом веществе, соответствующем расположении взрывных скважин и расходе взрывчатого вещества, целью которых является обеспечение необходимых значений частоты, амплитуды, вектора и величины энергетических импульсов ударной волны, обуславливающих эффективное разупрочнение отбиваемой горной массы.

Особое значение среди основных процессов имеют гравитационный, магнитный, электрический, радиометрический и флотационный.

Теоретической основой *гравитационных процессов обогащения* являются закономерности движения частиц в стесненных условиях под действием силы тяжести или центробежных (и центростремительных) сил и противодействующих им сил сопротивления среды.

Решением уравнений движения частиц с учетом сил, действующих на них, и их взаимодействия можно теоретически оценить наиболее желательные значения гидродинамических параметров существующих процессов, а также возможную схему аппаратного оформления нового гравитационного процесса. Применение теории случайных процессов позволяет, в свою очередь, установить распределение частиц по продуктам разделения, описать кинетику процесса и связать результаты обогащения с производительностью гравитационного аппарата.

Сущностью предлагаемых на основании результатов теоретических исследований направлений совершенствования, интенсификации и развития методов гравитационного обогащения является разрушение или, наоборот, создание в разделительных зонах аппаратов определенной структурированности суспензии с необходимым значением вязкости и плотности среды. В практических условиях это достигается изменением конструктивных и тем самым гидродинамических параметров гравитационных аппаратов (например, в центробежных аппаратах, спиральных, крутонаклонных сепараторах и др.); изменением свойств среды разделения применением определенных реагентов и материалов; регулированием интенсивности потоков и характера циклов в зоне разделения; наложением вибрационного поля или ультразвука. Применение вибрационного и ультразвукового воздействия повышает эффективность разделения при отсадке, концентрации на столах и разделении в тяжелых суспензиях. При этом создан ряд новых аппаратов: вибросепаратор, виброшлюз, виброконцентратор.

Изучение гидродинамики гравитационных процессов позволяет разработать более эффективные процессы и аппараты, в первую очередь для переработки и обогащения тонкозернистых материалов и шламов. Показана эффективность применения орбитальных колебаний в шлюзах и концентраторах, измененного шага спирали в винтовых и ребер в центробежных концентраторах и т.д.

Селективность и эффективность разделения материалов при *магнитной сепарации* возрастают с увеличением различия между их удельными магнитными восприимчивостями, однородности поля сепаратора по величине магнитной силы и уменьшением диапазона крупности зерен в исходном материале. Поэтому практически разработка новых методов и машин для магнитной сепарации и повышение ее эффективности осуществляются за счет увеличения разделительных сил (магнитных и центробежных), повышения напряженности магнитного поля, нейтрализации поверхностных сил, вызывающих адгезионную флокуляцию.

Для увеличения различия в удельной магнитной восприимчивости разделяемых минералов можно использовать предварительную магнитную обработку («подмагничивание») исходного материала или электрохимическую (катодную) обработку пульпы перед ее магнитной сепарацией, не говоря уже о магнитизирующем обжиге исходной руды или материала.

Увеличение магнитной силы возможно как за счет разработки новых конструкций высокоградиентных сепараторов («магнитных фильтров»), так и за счет использования низко- и высокотемпературных сверхпроводников, позволяющих увеличить напряженность поля на порядок, расширить номенклатуру обогащаемых руд и материалов, повысить точность и эффективность разделения.

При магнитном обогащении сильномагнитных руд и материалов, кроме магнитной восприимчивости частиц, важную роль играют также их коэрцитивная сила, остаточная индукция, размагничивающий фактор. От их значений зависит как образование флокул в поле сепаратора или намагничивающего аппарата, так и степень их сохранения после удаления из поля. Поэтому значительный интерес представляют собой предложенные новые конструкции струйного и электромагнитного сепараторов с демагнитизацией материала после каждой ступени, сепаратора с вращающимся двойным магнитным полем для сухого обогащения железной руды, электромагнитного гидроциклона с концентратором магнитного потока, позволяющего в 8–9 раз снизить напряженность магнитного поля при обогащении магнитных руд. Следует отметить, что наиболее успешные разработки характеризуются грамотным использованием гидродинамических закономерностей разделения частиц в магнитном поле.

При *электрической сепарации* в настоящее время используются главным образом различия в электропроводности (в электростатических, коронно-электрических и коронно-электростатических сепараторах), электризации (в трибоэлектрических и пневмоэлектрических сепараторах), диэлектрической проницаемости и при изменении температуры (в диэлектрических и пироэлектрических сепараторах). Сепарация на основе пьезоэлектрического и фотоэлектрического эффекта, униполярной проводимости и других электрических свойств является резервом практической реализации в будущем.

Повышение эффективности электрической сепарации достигается изменением электрических свойств поверхности разделяемых минералов в результате термических, трибоадгезионных, механических и радиационных воздействий, обработкой материала неорганическими и органическими реагентами, разработкой принципиально новых конструкций сепараторов, основанных на более эффективном использовании векторной диаграммы сил, действующих на частицы в электрическом поле сепараторов.

Максимальная контрастность электрических свойств разделяемых минералов может быть достигнута при этом:

селективной зарядкой выделяемых минералов при контактной электризации путем подбора соответствующих электризирующих поверхностей;

термической обработкой при 50–300 °С с учетом оптимальной температуры нагрева для каждой пары разделяемых минералов;

обработкой реагентами, сопровождающейся при их закреплении на поверхности минералов резким изменением концентрации свободных носите-

лей электрического заряда и работы выхода электрона. Селективной физической сорбцией или хемосорбцией реагентов на одном из минералов можно добиться изменения не только величины, но и знака заряда, возникающего на нем при контактной электризации;

радиационным воздействием, вызывающим активизацию примесных уровней и увеличение концентрации носителей зарядов в зоне проводимости минералов. Например, при облучении инфракрасными лучами (с длиной волны от 10^{-6} до $1,5 \cdot 10^{-2}$ м и интенсивностью $0,7-0,9$ В/см²) контактный заряд силикатных минералов увеличивается в несколько раз.

Повышенный интерес к развитию методов автоматической *радиометрической сортировки* кусковых и *сепарации* дробленых руд за рубежом и в России обусловлен в последние годы возможностью использовать для разделения минералов их способность люминесцировать, вступать в ядерные реакции, изменять интенсивность и конфигурацию электромагнитного поля, экранировать различные излучения и др.

Из многих возможных эмиссионно- и абсорбционно-радиометрических методов обогащения в настоящее время в промышленных условиях наиболее широко применяются авторадиметрический, фотонейтронный, рентгено-радиометрический, люминесцентный, фотометрический, гамма-абсорбционный и нейтронно-абсорбционный.

Совершенствование конструкций существующих сепараторов с учетом кристаллохимических особенностей и электронной структуры разделяемых минералов наряду с увеличением номенклатуры радиометрических сепараторов существенно расширит возможности комплексной переработки сырья и охраны окружающей среды, снизит себестоимость конечной продукции горно-обогадательного производства.

С применением *флотации* в настоящее время перерабатывают более 90 % руд цветных металлов, значительную часть редких и благородных металлов, горно-химического сырья и другого минерального сырья.

Основными направлениями совершенствования и интенсификации процесса флотации являются оптимизация физико-химических и физико-механических условий флотации, автоматический контроль и регулирование физико-химического состояния пульпы и оборотных вод.

Сущностью проблемы совершенствования реагентных режимов и оптимизации физико-химических условий в циклах коллективной и селективной флотации является получение определенного соотношения химически закрепившегося и физически сорбированного собирателя на поверхности флотируемых и депрессируемых минералов за счет регулирования электронных переходов, состава продуктов и скорости взаимодействия реагентов на минеральной поверхности и в объеме пульпы.

За счет электрохимической, ультразвуковой, магнитной и радиационной обработки пульпы и реагентов, применения добавок аполярных масел, сочетания собирателей (например, ксантогенатов и аэрофлотов) с различной

длиной углеводородных радикалов, регулирования окислительно-восстановительного потенциала пульпы загрузкой реагентов-окислителей или реагентов-восстановителей, использованием азота вместо воздуха во флотомашинах, наложением внешнего электрического поля, подогревом пульпы, изменением продолжительности предварительной аэрации и концентрации кислорода в пульпе, регулированием ионного состава пульпы системами автоматизации и загрузкой ионнообменных смол достигаются граничные условия существования только одной из форм сорбции на поверхности депрессируемых минералов и оптимальное количественное соотношение физической и химической форм сорбции собирателя на поверхности флотируемого минерала.

Теоретической основой решения проблемы оптимизации физико-химических условий флотации являются результаты термодинамических расчетов по разработанной специально для этих целей методике. Результаты расчетов позволяют решать следующие практические задачи: определение условий максимальной контрастности флотационных свойств разделяемых минералов; получение количественных физико-химических моделей процессов коллективной и селективной флотации; определение характера дополнительных реагентов-собирателей; определение характера необходимых воздействий на флотационную систему; оценка необходимости применения дополнительных активаторов и депрессоров и использования специфических реагентов для изменения электрохимических параметров разделяемых минералов; оценка взаимодействий при кондиционировании оборотных и очистке сточных вод.

Необходим синтез реагентов с учетом не только их химической активности, но и в зависимости от (конкретного случая) соответствия ионных радиусов полярной группы собирателя и катиона минерала, параметров кристаллических решеток собирателя и минерала, электронных структур собирателя и активных центров на минеральной поверхности, влияния электронных заместителей на активность реагента и его окислительно-восстановительные свойства, влияния строения молекулы гетерополярных соединений на гидрофильно-гидрофобный баланс при их адсорбции на поверхности раздела фаз.

Теоретической базой решения проблемы оптимизации физико-механических условий флотации при разработке конструкций новых флотационных машин и аппаратов являются закономерности физической теории минерализации пузырьков при флотации. Их использование позволило создать такие аппараты, как машины пенной сепарации, пневматические аппараты с разнонаправленными потоками и ряд других перспективных аппаратов.

Теоретической основой решения проблемы контроля и автоматизации флотационного процесса являются детерминированные физико-химические модели, представляющие собой количественные зависимости между концентрациями реагентов в оптимальных условиях коллективной и селективной флотации.

Моделирование технологической схемы флотации должно базироваться на кинетических закономерностях процесса, получаемых при оптимальном соотношении концентраций реагентов в пульпе (в соответствии с физико-химической моделью), поддерживаемом системой автоматического регулирования, поскольку физико-химические особенности флотационного оборудования являются практически постоянными. Теоретической базой для получения кинетических закономерностей процесса является уравнение кинетики флотации, где константа скорости флотации зависит от значения соотношения концентраций реагентов в пульпе.

Перспективы создания принципиально новых и радикальное совершенствование существующих обогатительных процессов и аппаратов базируется на использовании комбинации силовых полей и излучений: магнитного, электрического, центробежного, вибрационного, ультразвукового, радиационного, а также термического и химического воздействий для изменения свойств разделяющей среды и поверхности разделяемых частиц.

На основе комбинации, например, вибрационного и гравитационного полей создан ряд новых аппаратов: вибросепаратор, виброшлюз, виброконцентратор. Использование высокочастотных вибраций повышает также эффективность отсадки, концентрации на столах, в аэросуспензии, при промывке и дезинтеграции. Исследуется применение ультразвука в центробежном обогащении. В результате комбинирования магнитного, электрического и гравитационного силовых полей и воздействий созданы процессы и аппараты магнитогидродинамической (МГД) и магнитогидростатической (МГС) сепарации, позволяющие осуществить эффективное разделение минеральных частиц в широком диапазоне плотностей среды.

Установлена возможность создания новых процессов и аппаратов на основе комбинации электрического и гравитационного полей при разделении в тяжелых средах, гравитационного, магнитного или электрического и физико-химического полей при флотации, вибрационного и гравитационного полей при разделении в тяжелых суспензиях, магнитного и гравитационного – при сгущении и обогащении и др.

Исследуется возможность использования пьезоэлектрических, диэлектрических и других свойств минералов для создания новых эффективных процессов и аппаратов для их разделения. Новые процессы разделения минералов разрабатываются как составная часть экологически чистой технологии переработки и обогащения полезных ископаемых.

Развитие и совершенствование процессов обезвоживания продуктов обогащения осуществляется как за счет увеличения удельной производительности оборудования, так и интенсификации процессов.

Интенсификация процесса сгущения достигается применением синтетических полимерных флокулянтов, магнитной и электрической обработкой пульпы, вызывающей коагуляцию минеральных суспензий, добавкой вспомогательных порошков, флокулирующих тонкие частицы за счет адгезии,

магнитной флокуляцией на твердых магнитных частицах в переменном магнитном поле, аэрофлокуляцией и др. В особых случаях используются различные конструкции осадительных и фильтрующих центрифуг.

Для фильтрования сгущенного продукта применяются в основном дисковые фильтры и пресс-фильтры различных конструкций.

Интенсификация процесса фильтрования и снижение влажности осадка достигаются воздействием водяного пара, применением реагентов (обеспечивающих снижение вязкости жидкой фазы, гидрофобизацию поверхности частиц твердой фазы и т.д.), использованием физических воздействий на пульпу и осадок (электроосмос и др.), новых конструкций секторов дисковых вакуум-фильтров из легких антикоррозийных материалов (в том числе из синтетических), пресс-фильтров типа «Ларокс» (Финляндия) или КМП-22 (Россия), высоковакуумных насосов.

Таким образом, совокупность существующих теоретических разработок, гипотез и теорий разделения минералов в силовых полях свидетельствует о наличии серьезной теоретической базы не только для дальнейшего совершенствования и интенсификации, но и создания принципиально новых процессов переработки и обогащения различных типов минерального сырья, которые позволят снизить энергоемкость и себестоимость получения товарной продукции, повысить комплексность использования сырья, решить насущные проблемы охраны окружающей среды горно-обогатительного производства, обеспечить народное хозяйство всеми необходимыми видами минерального сырья.

Вопросы и задания для самопроверки

1. Чем определяется состояние минерально-сырьевого потенциала страны?
2. Какое место занимает Россия по количеству добываемых и извлекаемых минералов?
3. Назовите лидеров в мире по объему добычи и переработки полезных ископаемых.
4. Какова доля труднообогатимых руд и угля от общей массы сырья, поступающего на обогащение в России?
5. Назовите причины отставания производительности труда на отечественных обогатительных фабриках в сравнении с развитыми зарубежными государствами.
6. Охарактеризуйте предлагаемые новые технологии, позволяющие повысить извлечение металла, получить высококачественную продукцию.
7. За счет чего достигается избирательное раскрытие сростков в дробильном оборудовании?

8. За счет чего повышается эффективность удельной производительности мельниц?
9. Каким образом может быть достигнуто увеличение степени раскрытия полезных минералов?
10. Каким образом можно повысить эффективность работы грохотов и других классифицирующих аппаратов?
11. Каковы новые направления рационализации основных процессов обогащения, на чем они базируются?
12. Чем может быть достигнута максимальная контрастность электрических свойств разделяемых минералов?
13. В чем заключается интенсификация процессов сгущения и фильтрации?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Абрамов, А. А. Технология переработки 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-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды.
2. Абрамов, А. А. Технология переработки 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.
3. Абрамов, А. А. Обогащение руд цветных металлов : учеб. для вузов / А. А. Абрамов, С. Б. Леонов. – М. : Недра, 1991.
4. 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.
5. Полькин, С. И. Обогащение руд цветных металлов / С. И. Полькин, Э. В. Адамов. – М. : Недра, 1983.
6. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / под ред. О. С. Богданова. – М. : Недра, 1984.
7. Руденко, К. Г. Обезвоживание и пылеулавливание на обоганительных фабриках : учеб. для вузов / К. Г. Руденко, М. М. Шемаханов. – М. : Недра, 1967.
8. Верхотуров, М. В. Гравитационные процессы обогащения : учеб. для вузов / М. В. Верхотуров. – М. : МАКС-Пресс, 2006.
9. Прогрессивные методы обогащения и технологии глубокой переработки руд цветных, редких и платиновых металлов (Плаксинские чтения) : матер. междунар. совещания (2-8 октября 2006 г.) ; ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ» ; ИХХТ СО РАН. – Красноярск, 2006.
10. Цыпин, Е. Ф. Предварительная концентрация руд : учеб. пособие / Е. Ф. Цыпин. – Екатеринбург : Горн. ин-т, 1991.
11. Фатьянов, А. В. Проектирование обоганительных фабрик : учеб. пособие / А. В. Фатьянов. – Чита : ЧитГТУ, 2003.
12. Вайсберг, Л. А. Вибрационные дробилки. Основы расчёта, проектирования и технологического применения / Л. А. Вайсберг, Л. П. Зарогатский, В. Я. Туркин ; ред. Л. А. Вайсберг. – СПб. : Изд-во ВСЕГЕИ, 2004.
13. Измельчение. Энергетика и технология : учеб. пособие для вузов / Г. Г. Пивняк, Л. А. Вайсберг, В. И. Кириченко [и др.]. – М. : Издат. дом «Руда и металлы», 2007.
14. Козловский, Е. А. Минерально-сырьевой комплекс как элемент национальной безопасности [Электронный ресурс] / Е. А. Козловский // Промышленные ведомости. – 2000. – № 6. – Режим доступа : http://www.promved.ru/avgust_2000.shtml.



15. Козловский, Е. А. Минерально-сырьевые ресурсы России и Украины [Электронный ресурс] / Е. А. Козловский, С. В. Гошовский // Каталог минералов. – 2006. – Режим доступа : <http://www.catalogmineralov.ru/news831-1.html>.

16. Рундквист, Д. В. Минерально-сырьевая база как основа устойчивого развития России [Электронный ресурс] / Д. В. Рундквист, Г. В. Калабин, С. В. Черканов // Executive Intelligence Review. – 2002. – Режим доступа : <http://www.larouchepub.com/russian/events/2002/noosphere/rundqvist.html>.