БАТЬКАЕВ И.И.

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Конспекты лекций для студентов специальности 5В070900 – Металлургия

Ф.7.11-18

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

ЮЖНО-КАЗАХСТАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТТЕТ ИМ. АУЕЗОВА

И.И.БАТЬКАЕВ

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТТАЛОВ

Конспекты лекций

для студентов специальности 5В070900 – Металлургия

(на примере руд цветных металлов месторождений России)

Шымкент

Издательский центр ЮКГУ им. М.Ауезова

2014

УДК 622.7(075)
ББК 33.4я73 А45

Батькаев И.И.

Электронный учебно-методический комплекс по дисциплине «Технология обогащения руд цветных металлов» подготовлен для студентов специальности «Металлургия».

Рецензенты:
Шевко В.М., д.т.н, профессор
Протопопов А.В., д.т.н., профессор

Настоящее издание является частью электронного учебно-методического комплекса по дисциплине «Технология обогащения руд цветных металлов.

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 Металлургия- 5В070900

Конспект лекций рекомендован к изданию учебно-методическим советом Южно-Казахстанского государственного университета им. М. Ауезова.

Протокол № _____2014г.

© Южно-Казахстанский государственный университет им.М.Ауезова

© Батькаев И.И.

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 раздельных 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 ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГООБОГАЩЕНИЯ ОСНОВНЫХ ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ 73
План лекции 73
9.1. Схемы обогащения в тяжелых суспезиях 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 рудс 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. Комлексностьиспользования 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
ЛЕКЦИЯ 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
ЛЕКЦИЯ 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
ЛЕКЦИЯ 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
ЛЕКЦИЯ 29 СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ И «МЕТАКОЛЛОИДНЫХ» РУД. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ 227
План лекции 227
29.1. Схемы переработки труднообогатимых и «метаколлоидных» 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 горнодобывающей 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, %:

Топливно-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
Плавиковый 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);

увеличенние 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.

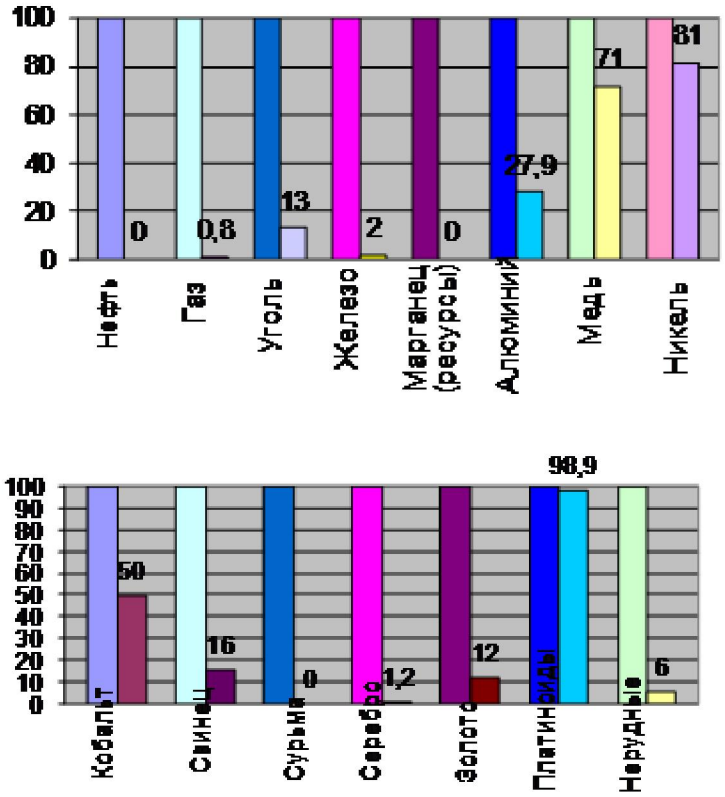


Рис. 1. Добыча основных видов минерального сырья Красноярского края, % от добычи по Российской Федерации в целом

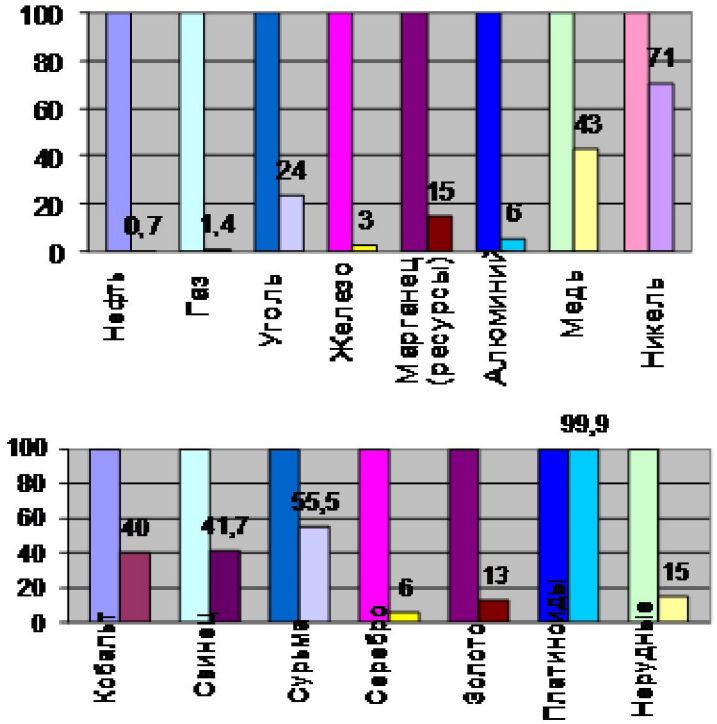


Рис. 2. Запасы основных видов минерального сырья Красноярского края, % от запасов по Российской Федерации в целом

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-порфировые; 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 объекта 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	Халькозин-баритовая	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 $(CuFe)_2S_2 \cdot 1{,}526[(Mg, Al, Fe)(ON)_2]$, 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 метаколлоидные 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 метаколлоидных 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 скарнированных 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 забалансовые?
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 флотируемость (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. Разнообразие 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 стадиальных 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 *одностадиальную 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.

Одностадиальное 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.

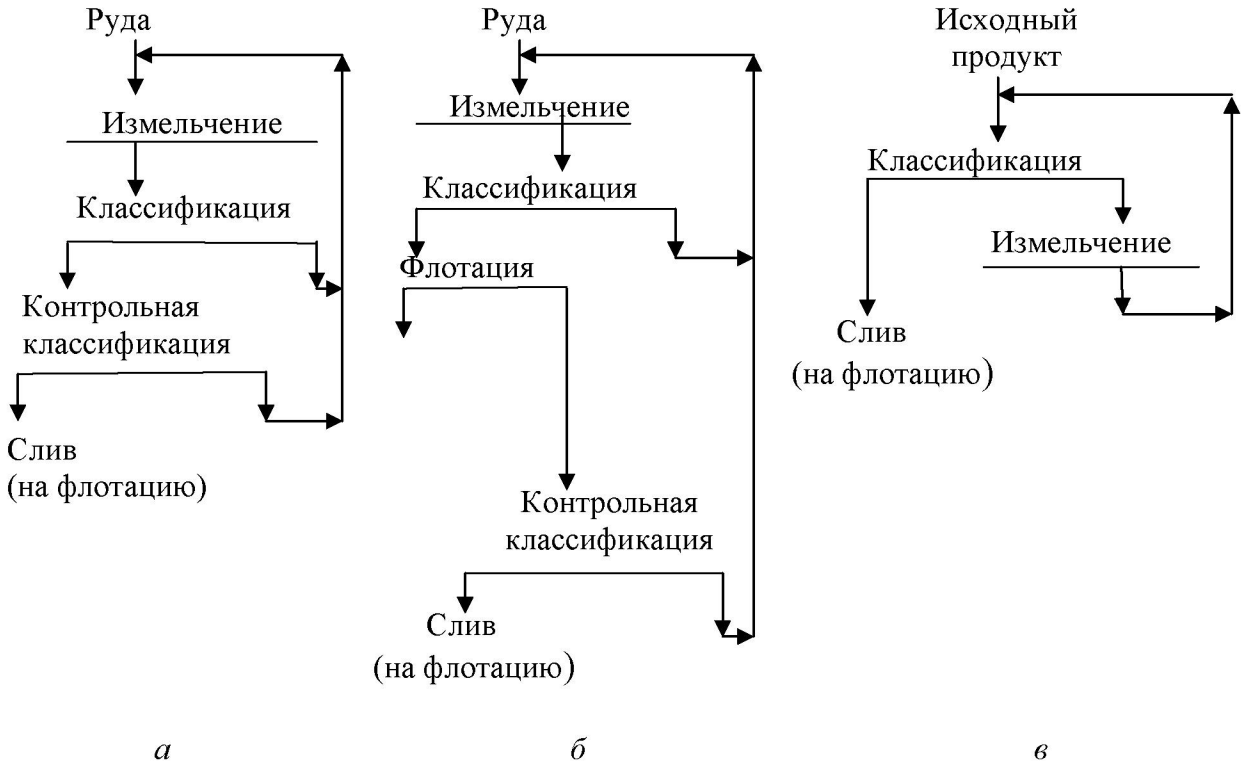


Рис. 3. Одностадиальные схемы измельчения

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.

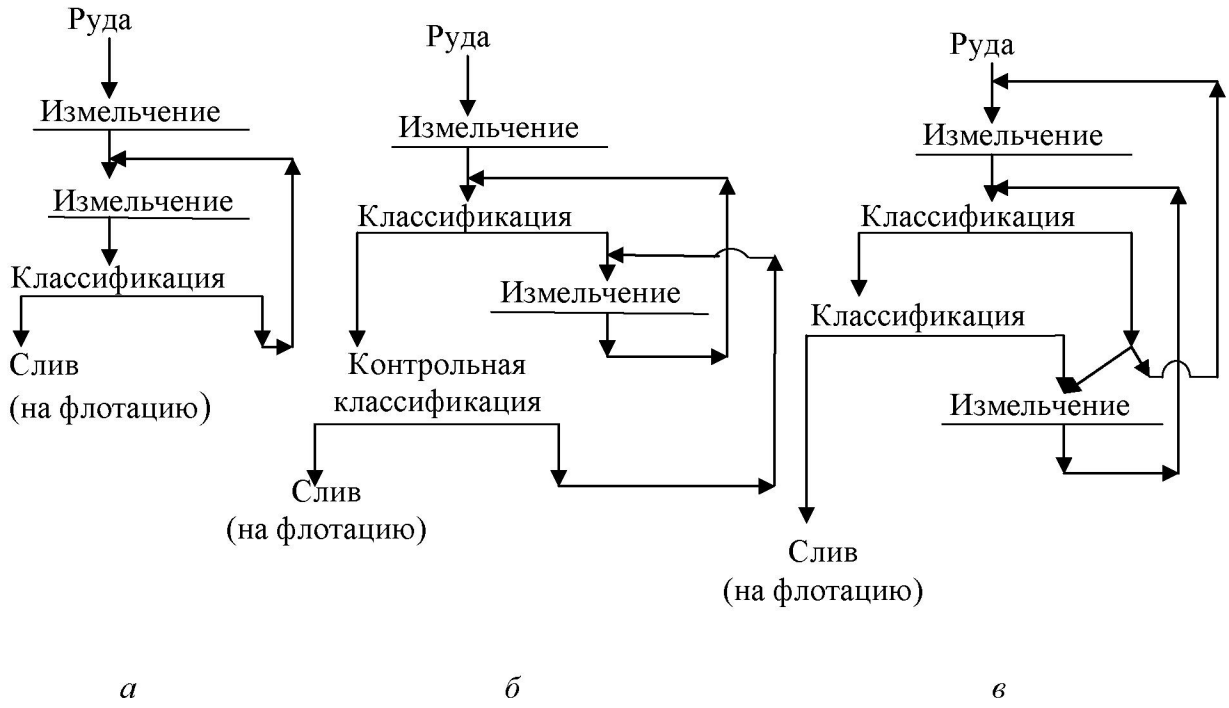


Рис. 4. Двухстадиальные схемы измельчения

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.).

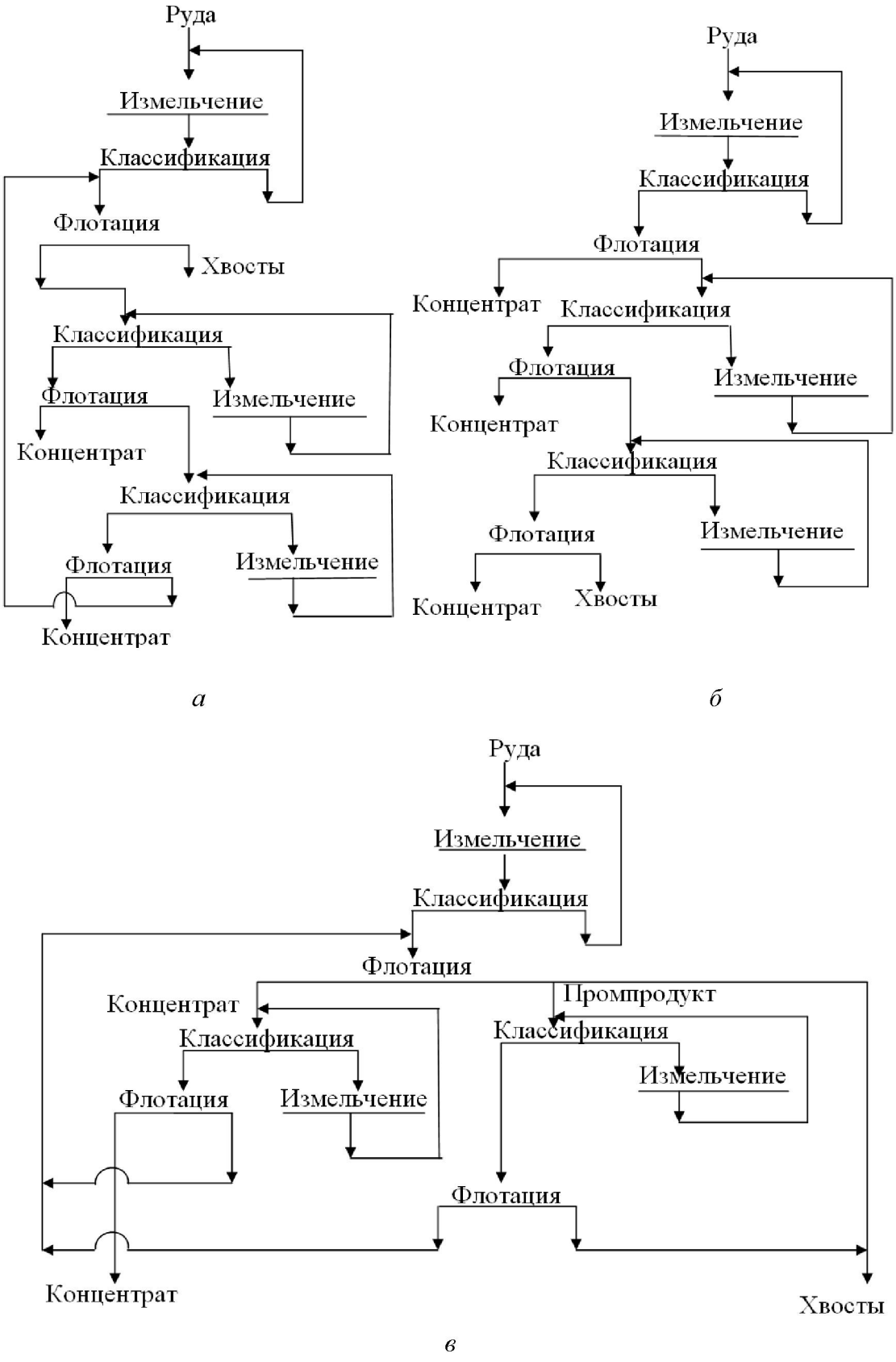


Рис. 5. Принципиальные трехстадиальные схемы измельчения и флотации

Схемы с замкнутым циклом в I стадии измельчения (рис. 5) применяют при необходимости получения более тонкозмельченного продукта или использования межцикловой 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.

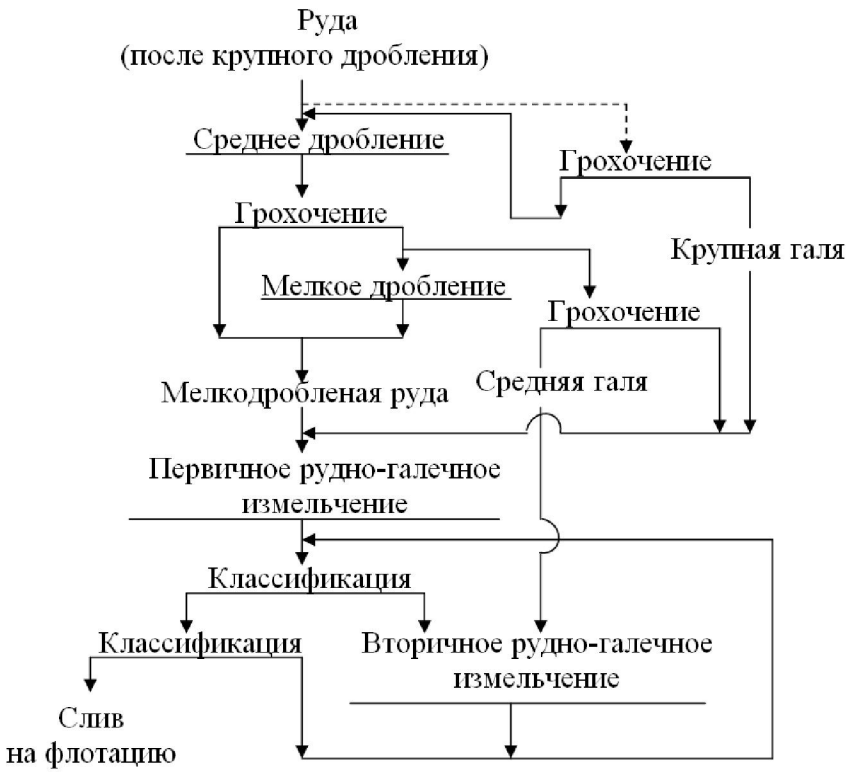
По схеме (рис. 5, *б*) с выделением после относительно грубого измельчения в I стадии готового или достаточно богатого концентрата и богатых хвостов с последующим доизмельчением и флотацией их во II или во II и III стадиях можно обогащать часть медно-никелевых, полиметаллических, медных и других руд, 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 перечисткой) 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 устанавливают 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», «Каталахти» 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 полусамоизмельчением 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) мелкодробленой руды.



а



б

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).

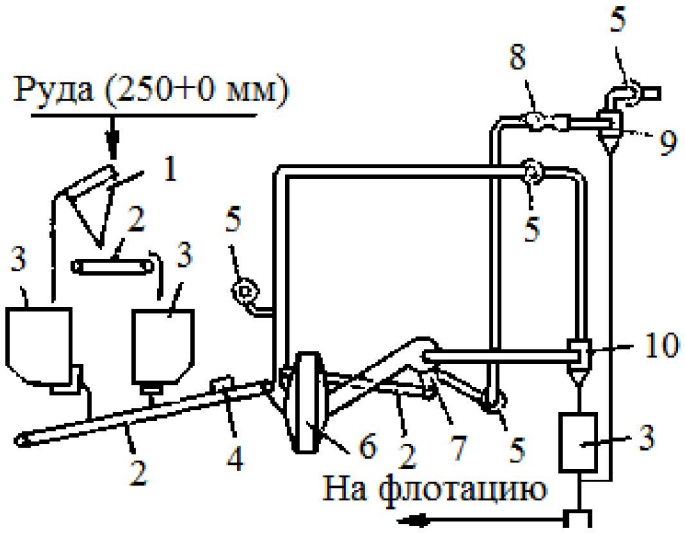


Рис. 7. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного отделения фабрики «Мангула»: 1 – вибрационный колосниковый грохот «Тризли»; 2 – ленточный конвейер; 3 – бункер; 4 – конвейерные весы; 5 – вентилятор; 6 – мельница «Аэрофол»; 7 – горизонтальный воздушный классификатор; 8 – трубка Вентури; 9 – гидросепаратор;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

Одностадиальные схемы с мокрым рудным само- или полусамоизмельчением (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 аккумулирование 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 полусамоизмельчения 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 промпродуктов.

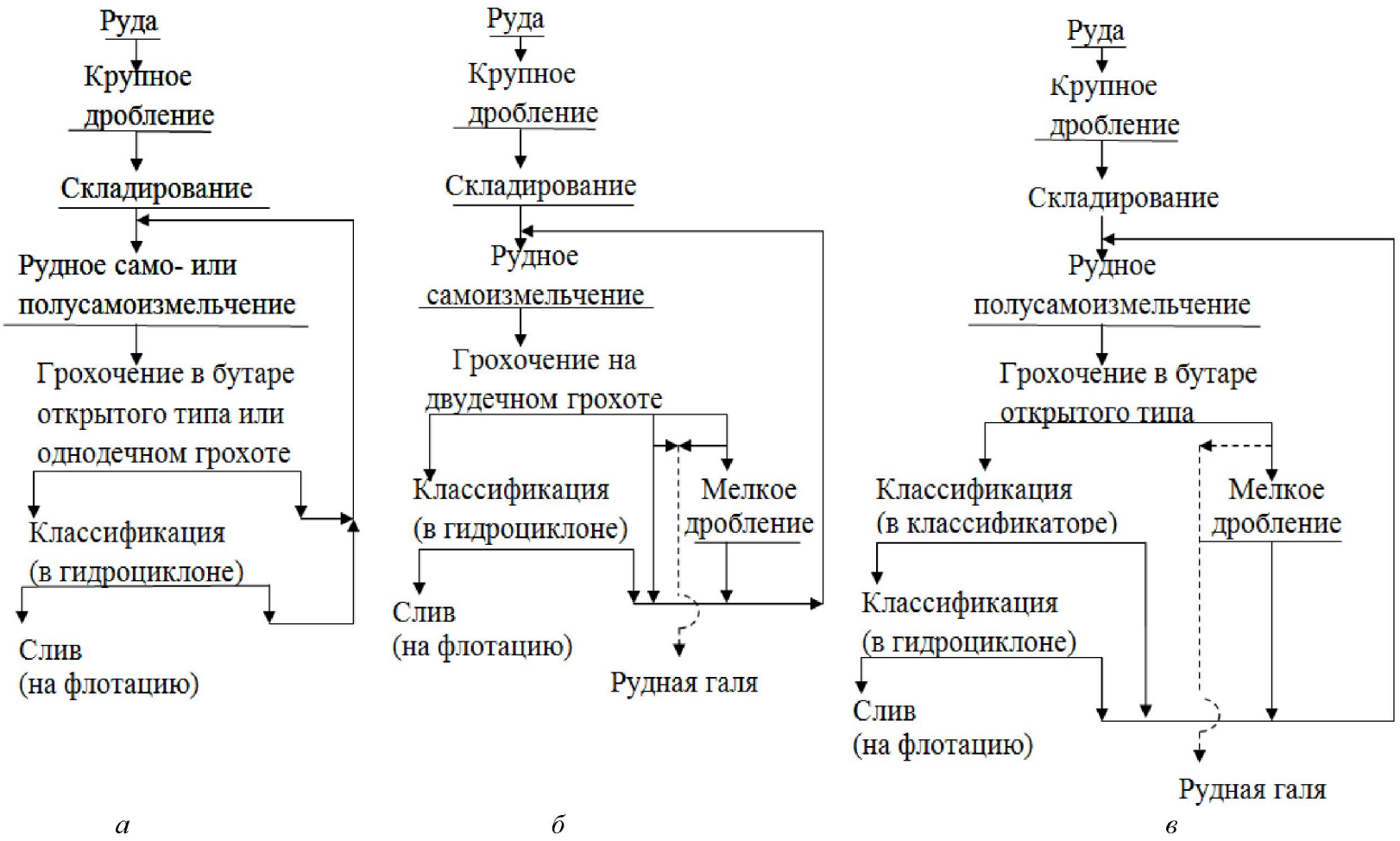


Рис. 8. Одностадиальные схемы полного рудного само- и полусамоизмельчения (*а*) и с операцией дробления кусков «критической крупности» в разгрузке мельницы (*б*, *в*)

Наибольшее распространение в мировой практике получили *двухстадиальные 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.

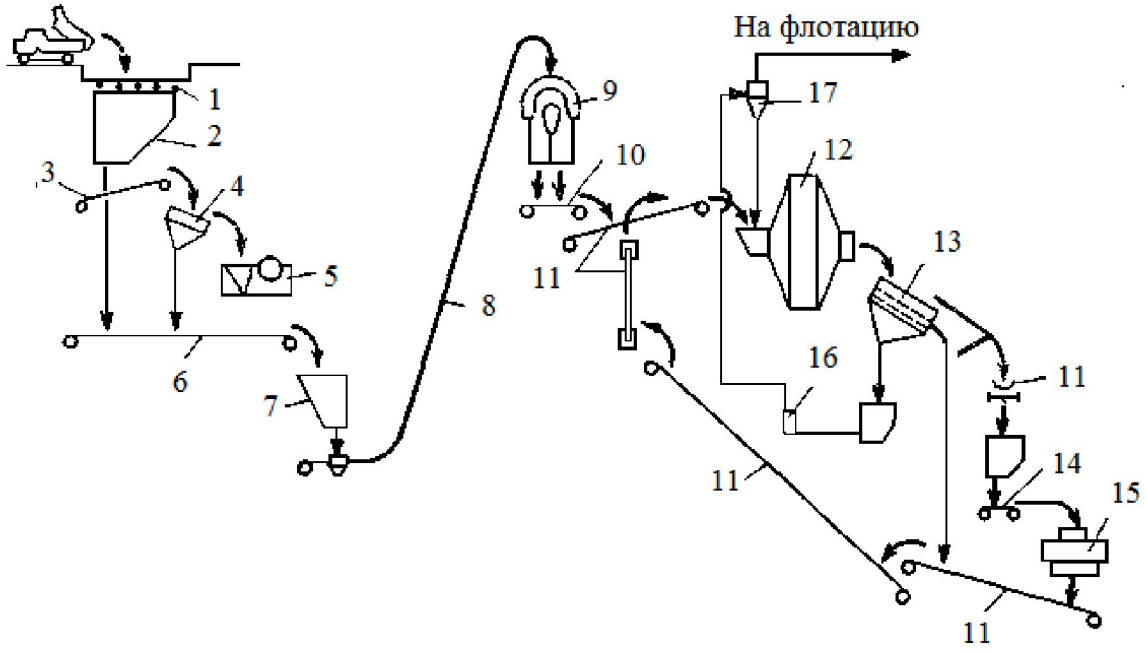


Рис. 9. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного комплекса фабрики «Эртс берг»: 1 – предохранительная решетка; 2 – бункер; 3, 10 – питатели пластинчатые; 4 – грохот колосниковый; 5 – дробилка щековая; 6 – конвейер ленточный; 7 – бункера крупнодробленой руды для погрузки в вагонетки канатной дороги; 8 – канатная до рога; 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.

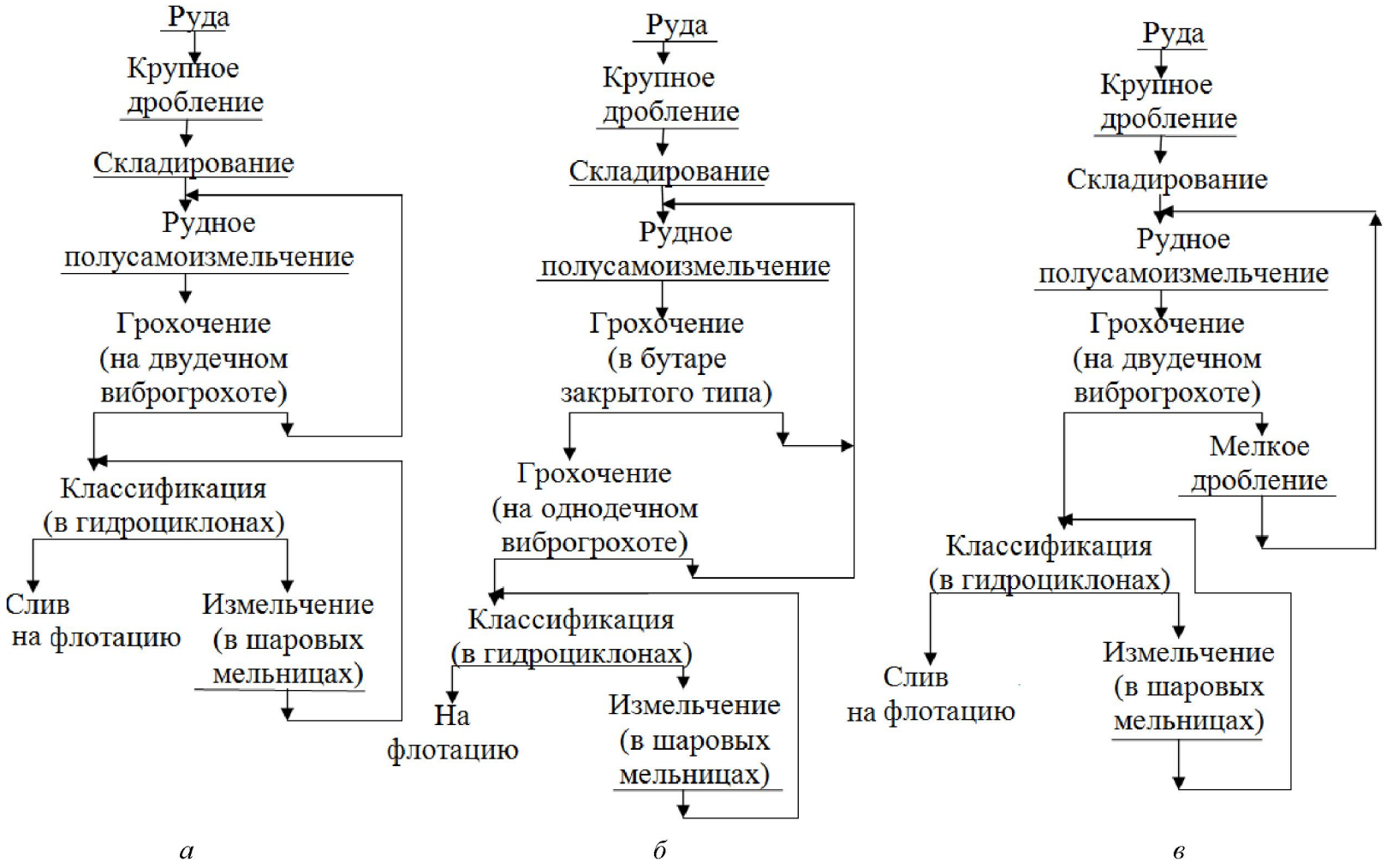


Рис. 10. Двухстадиальные схемы с самоизмельчением в I стадии и шаровым измельчением во II стадии

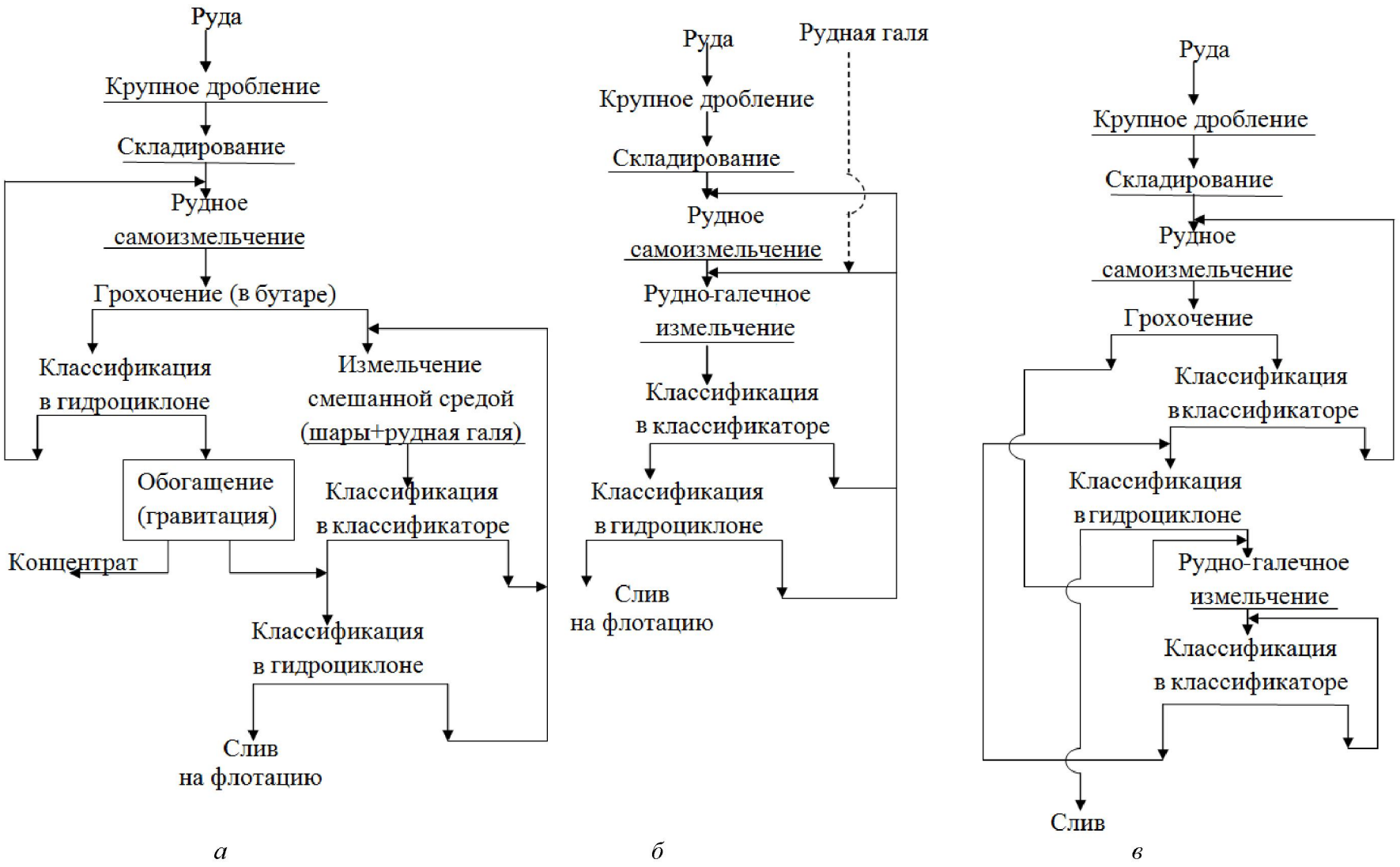


Рис. 11. Двухстадиальные схемы с самоизмельчением в I стадии и рудно-галечным измельчением во II стадии

Схемы с рудногалечным измельчением во II стадии (рис. 11) применяют 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, додрабливание 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 полусамоизмельчения?

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 относительном 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 флотируемого 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 труднофлотируемыми или неизвлекаемыми минералами, а в рудах с небольшим содержанием данного компонента – легкофлотируемыми минеральными разностями.

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 флотируемостью. Например, медь в рудах может быть представлена легкофлотируемыми сульфидными минералами (халькопиритом, борнитом, халькозином и ковеллином); гораздо хуже флотирующимися окисленными минералами (малахитом, азуритом, купритом) и практически неизвлекаемыми при флотации хризоколлой 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 раздельное флотационное извлечение, например, сначала сульфидных, затем – окисленных минералов. Изменение соотношения минеральных форм в сторону увеличения труднофлотируемых разностей 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 несульфидных является обычно простой операцией, то разделение 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 разностей одного и того же минерала.

От генезиса месторождения зависят соотношение 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 диксантогенида 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. Каолинизация 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 дробленой 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 геометризируют 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 взаимопрорастание, 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 %.

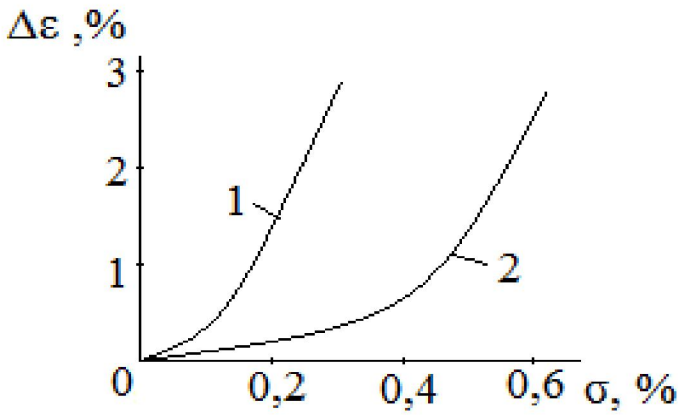


Рис. 12. Зависимость недоизвлечения Δε меди (1) и цинка (2) от среднего квадратического отклонения σ их содержания в руде

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 пульп, 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 кондициям 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 раздельную 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 Зыряновском, Текелийском, Иртышском месторождениях, АГМК, Дальполиметалл и др. Порог чувствительности свинца –0,2+0,5 %. Рентгенорадиометрический метод используется на Хрусталинском, Джезказганском, 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 отрабатываемых 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 раздельно. 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 недробленой и дробленой 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 Зыряновской 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 ±(10–15) %;

по содержанию определенных минеральных форм ±(5–10) %;

по крупности вкрапленности, измельчаемости и другим физическим свойствам ±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 концентат 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 ±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 стадиальный 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 самои полусамоизмельчения 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 %.

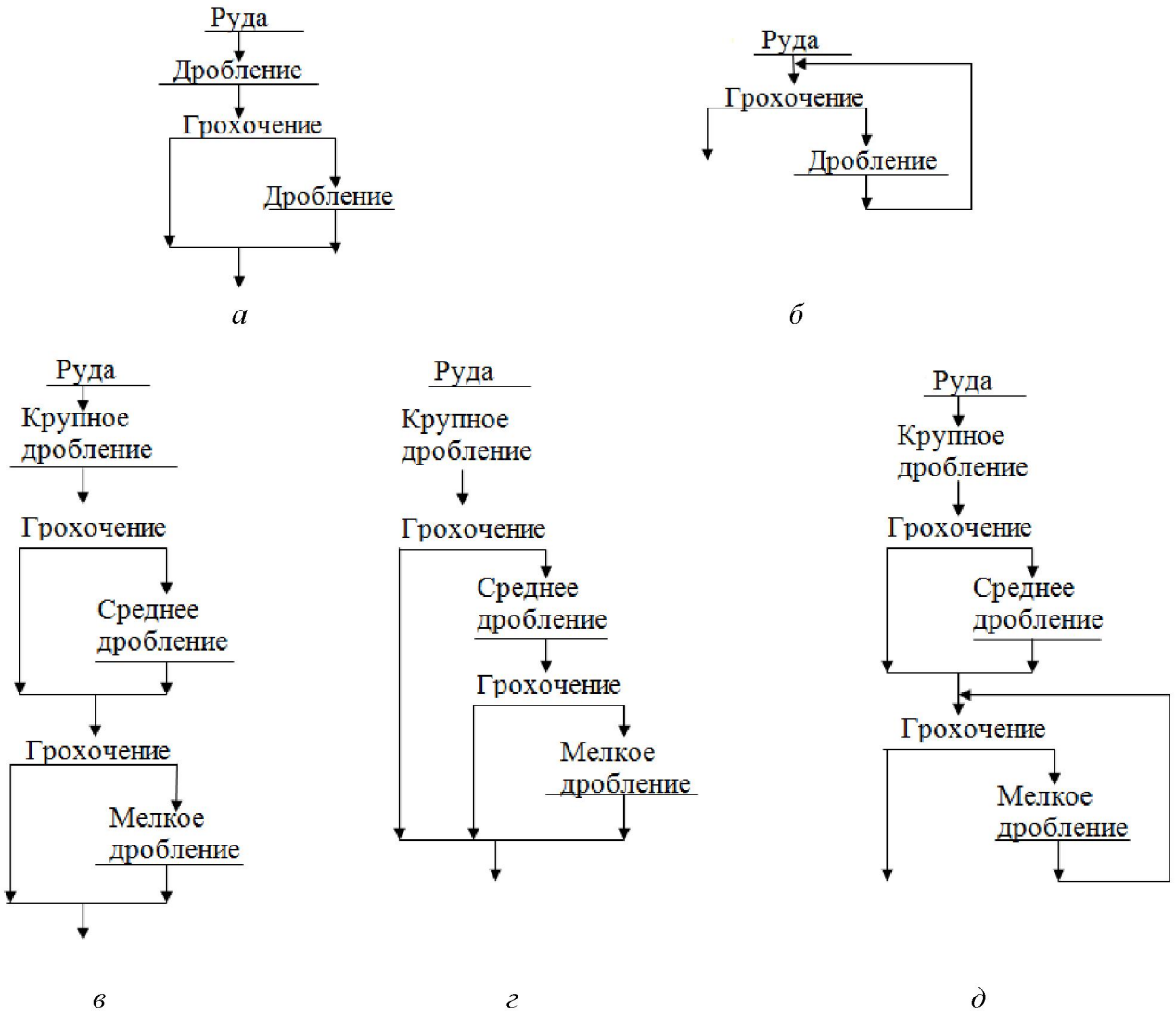


Рис. 13. Двухстадиальные (*а*, *б*) и трехстадиальные (*в*–*д*) схемы дробления

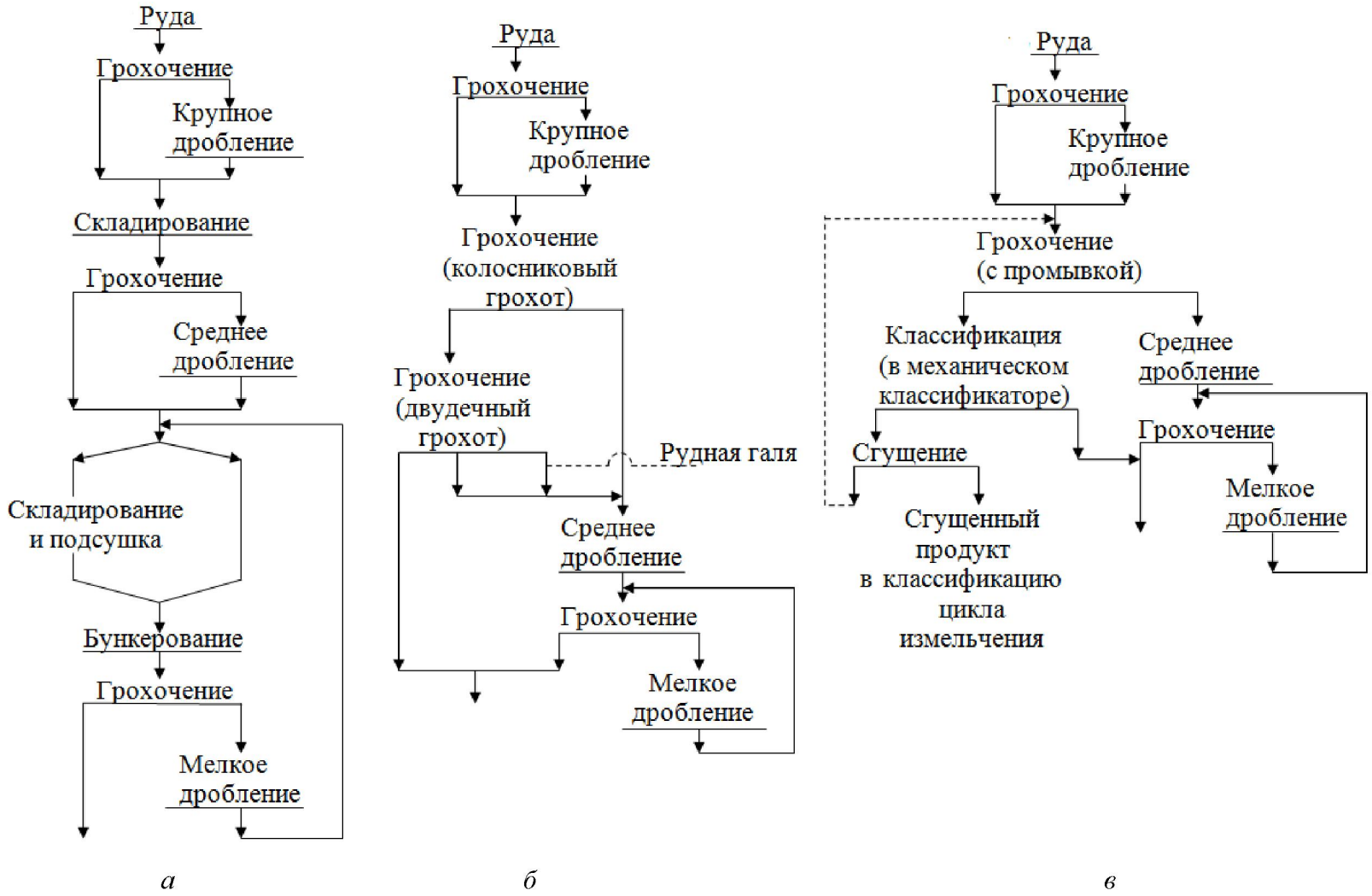


Рис. 14. Особые схемы дробления

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 рудоподговки?

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 раздельных 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 Протодьяконова 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 дробленом 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).

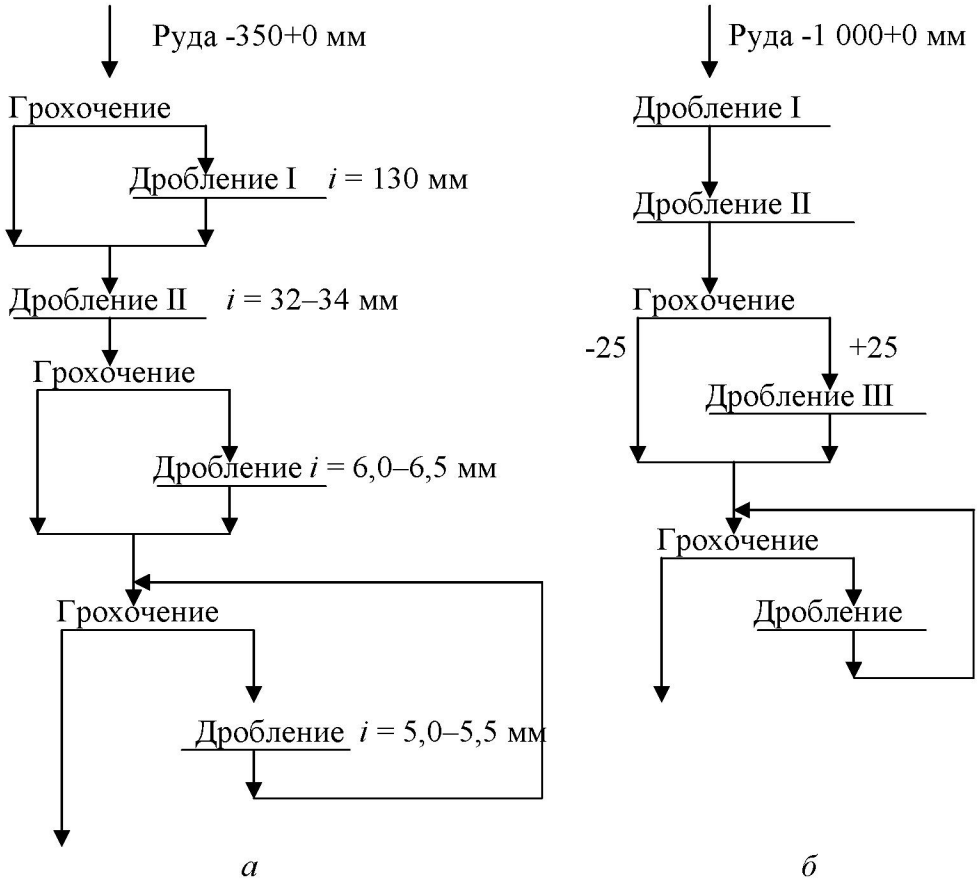


Рис. 15. Схемы дробления: *а* – на ДМГК; *б* – на Сорском обогатительном комбинате

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 раздельных операций грохочения

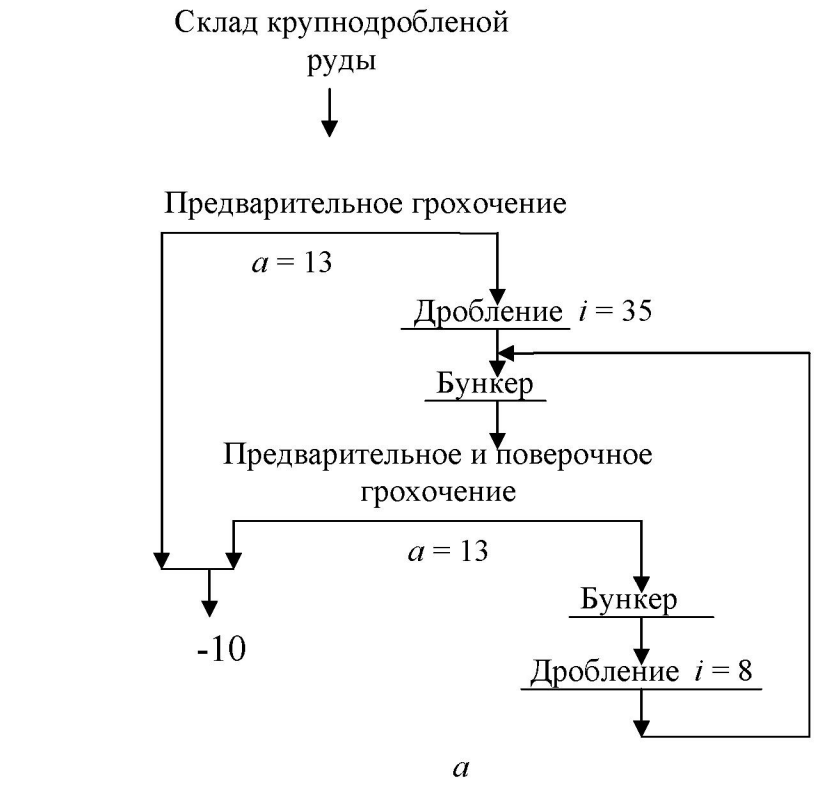
Разработка и освоение высокоэффективных, работающих в тяжелых условиях грохотов привели к развитию схем с выделением первичной мелочи в начале процесса и замкнутым циклом в последней стадии дробления для получения продукта крупностью 16–19 мм, поступающего в стержневые, и 10–13 мм – в шаровые мельницы. При этом все более широкое использование получают схемы дробления с раздельными 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 м^2. 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 раздельном грохочении (РОГ). В обеих схемах непременными условиями являются наличие буферного склада крупнодробленой руды и грохочения перед II стадией дробления для удаления из основного потока руды готового по крупности продукта.

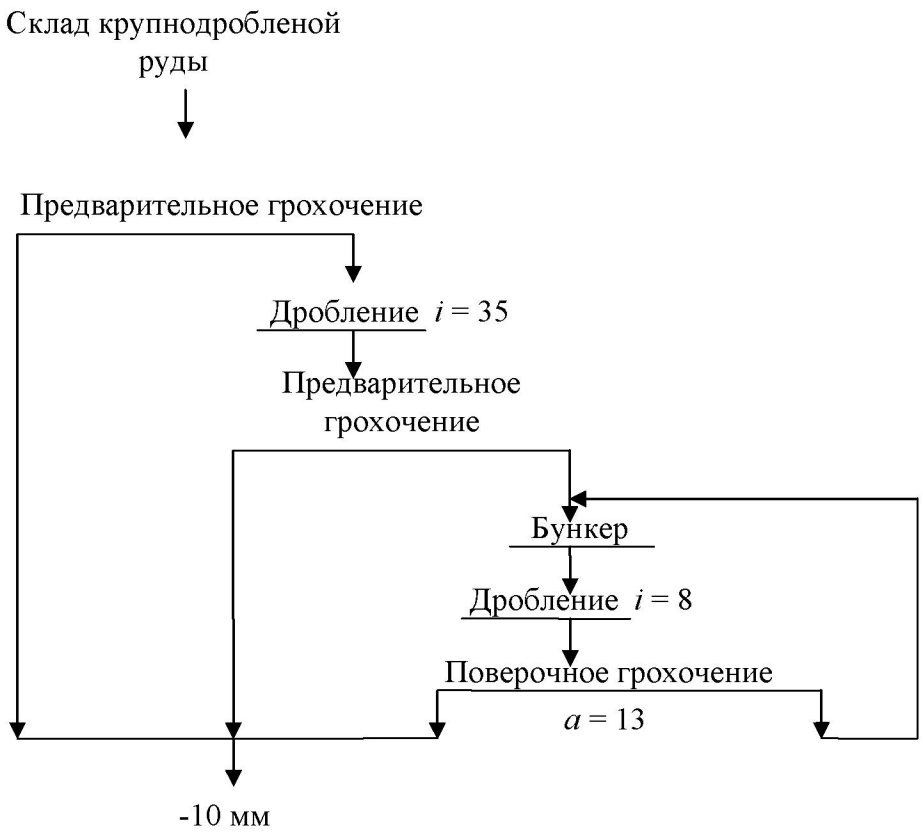
В схеме СОГ грохоты расположены в отдельном корпусе, число их не зависит от числа дробилок и при необходимости может быть расширено. В схеме РОГ грохоты предварительного и поверочного грохочения расположены непосредственно под дробилками и при ремонте или замене свободно выкатываются из-под них в крановый 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.



а



б

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 Джезказганниицветметом. 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 м^2) 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 помола.

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 дробленой руды в начале процесса измельчения); наличием в руде благородных минералов; производительностью фабрики; стоимостью электроэнергии и измельчающей среды. Совокупность перечисленных факторов обуславливает также стадиальность 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 двухстадиальная схема уступает по экономической эффективности одностадиальному 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 одностадиальное измельчение в мощных шаровых мельницах более выгодно по капитальным затратам, нежели двухстадиальное в обычных агрегатах.

Одностадиальное 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 одностадиального 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 м^3. 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): DxL = 6,5x9,65 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 устанавливают 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 заключатся 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 отработки, 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 перерабатка 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 пирротиновый 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/см^3). 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 тяжелосредные 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/м^3);

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 Золототушинской 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 низкозатратным 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 ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГООБОГАЩЕНИЯ ОСНОВНЫХ ТИПОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

План лекции

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

9.1. Схемы обогащения в тяжелых суспезиях

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 тяжелосредных 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 тяжелосредных 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/м^3.

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 тяжелосредных 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).

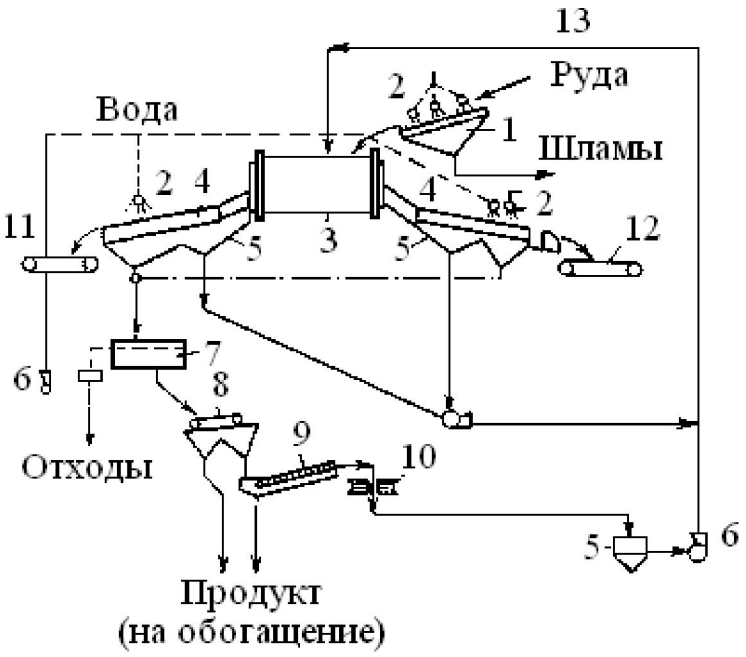


Рис. 17. Типовая схема цепи аппаратов процесса разделения крупнозернистого рудного материала в тяжелых суспензиях: 1 – грохот; 2 – разбрызгиватели ци клонного типа; 3 – барабанный или конусный сепаратор; 4 – вибрационный грохот; 5 – конус; 6 – насос; 7 – сгуститель; 8 – магнитный сепаратор; 9 – спи ральный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

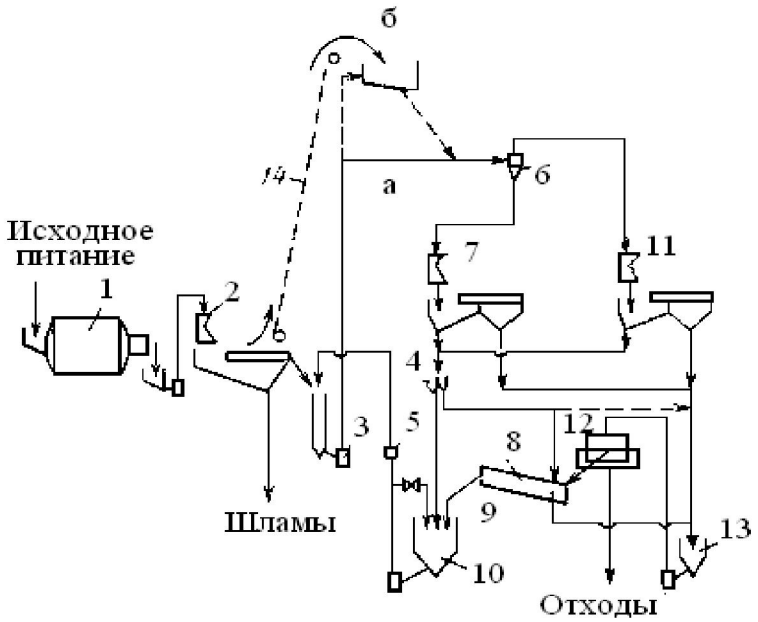


Рис. 18. Схема цепи аппаратов установки для разделения в тяжелой суспензии с подачей питания в гидроциклон насосом (*а*) и самотеком (*б*): 1 – дезинтегра тор; 2 – грохочение и отмывка шламов; 3 – питающий насос гидроциклона; 4 – делитель; 5 – датчик контроля плотности; 6 – гидроциклон; 7 – грохот для тя желой 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 суспезиях составляет 10–750 т/ч.

Полиметаллические руды разделяются тяжелосредной 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 $м^3$/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 додрабливания.



Рис. 20. Комбинированная схема предварительного обогащения оловосодержащей руды

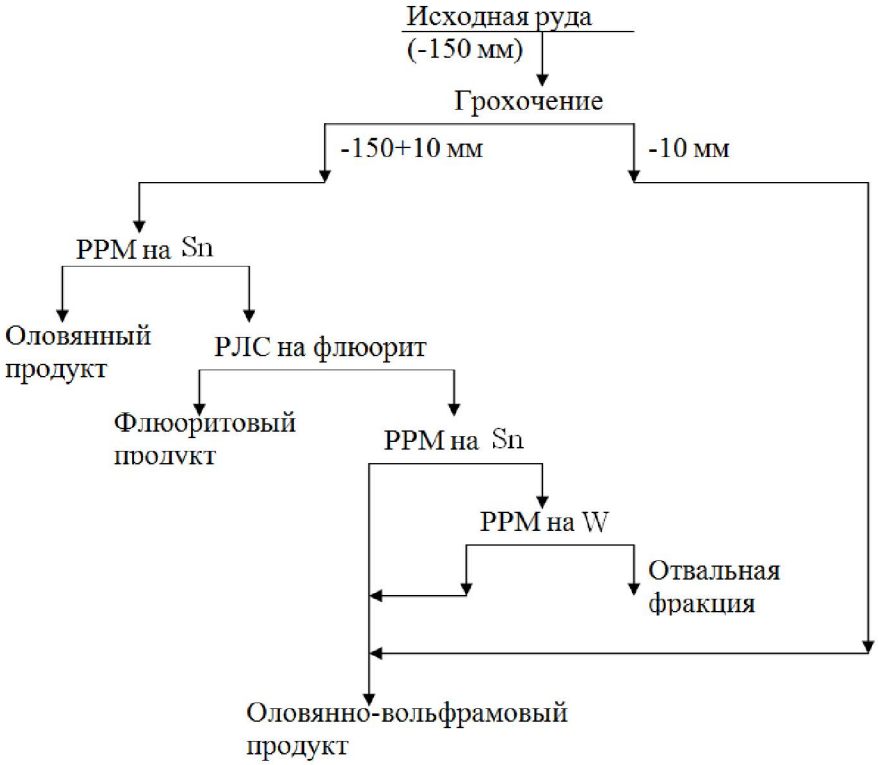


Рис. 21. Комбинированная схема радиометрической сепарации комплексных оловянно-вольфрамово-флюоритовых руд (по В.А. Лилееву и Э.Г. Литвинцеву): РЛС – рентгенолюминесцентный сепаратор; РРМ – рентгенорадиометрический метод

Если флотируются классы –75+50, –50+25 мм, то при многостадиальном 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, халькозином, 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
Первичные сульфиды:				
Халькопирит	$CuFeS_2$	34,6	4,1–4,2	3–4
Вторичные сульфиды:				
Халькозин	Cu_2S	79,9	5,5–5,8	2,5–3,0
Ковеллин	CuS	64,5	4,6–4,7	1,5–2,0
Борнит	Cu_5FeS_4	63,3	4,5–5,3	3,0
Блеклые руды (*сульфосоли*) :				
Тетраэдрит	$Cu_2Sb_4S_2$	45–51	4,4–5,1	3–4
Теннантит	$Cu_2As_4Si_2$	45–51	4,4–5,1	3,5
Оксиды:				
Куприт	Cu_2O	88,8	5,8–6,2	3,5–4,0
Тенорит	CuO	79,9	5,8–6,4	3,5–4,0
Карбонаты:				
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
Силикаты:				
Хризоколла	$CuSiO_3 \cdot nH_2O$	До 45	2,0–2,3	2–4
Сульфаты:				
Халькантит	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$	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/см^3 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 $(0{,}8–4{,}5)\cdot10^{-6}$ см^3/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 S^{2-} 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 Cu^{2+}.

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 4,9–5,3 г/см^3, твердость 3. Полупроводник. Удельное сопротивление борнита 10^{-5}–10^{-3} Ом·м. Удельная магнитная восприимчивость $7{,}4 \cdot 10^{-6}$ см^3/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 5,5–5,8 г/см^3, твердость 2,5–3,0, удельное сопротивление 10^{-4}–$4 \cdot 10^{-2}$ Ом·м, удельная магнитная восприимчивость $(0{,}3–0{,}4) \cdot 10^{-6}$ см^3/г. Повсеместно встречается в зоне вторичного сульфидного обогащения прожилково-вкрапленных руд, где замещает халькопирит и пирит. Особенно широко халькозин распространен в верхних горзонтах месторождений скарновых 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 4,6–4,7 г/см^3, твердость 1,5–2,0. Хороший проводник, удельное сопротивление 10^{-7}–10^{-6} Ом·м. Немагнитен, удельная магнитная восприимчивость $(0{,}04–0{,}24) \cdot 10^{-6}$см^3/г. Ковеллин обычно присутствует в сплошных зернистых массах, кристаллы его мелки 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 скарновых 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 4,4–5,1 г/см^3, 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 латунно-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-порфировые 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, Бощекульское, Алмалыкская и Закавказская (Каджарашское, Агаракское) группы. В США это Западно-американский медно-порфировый 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 срастании 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

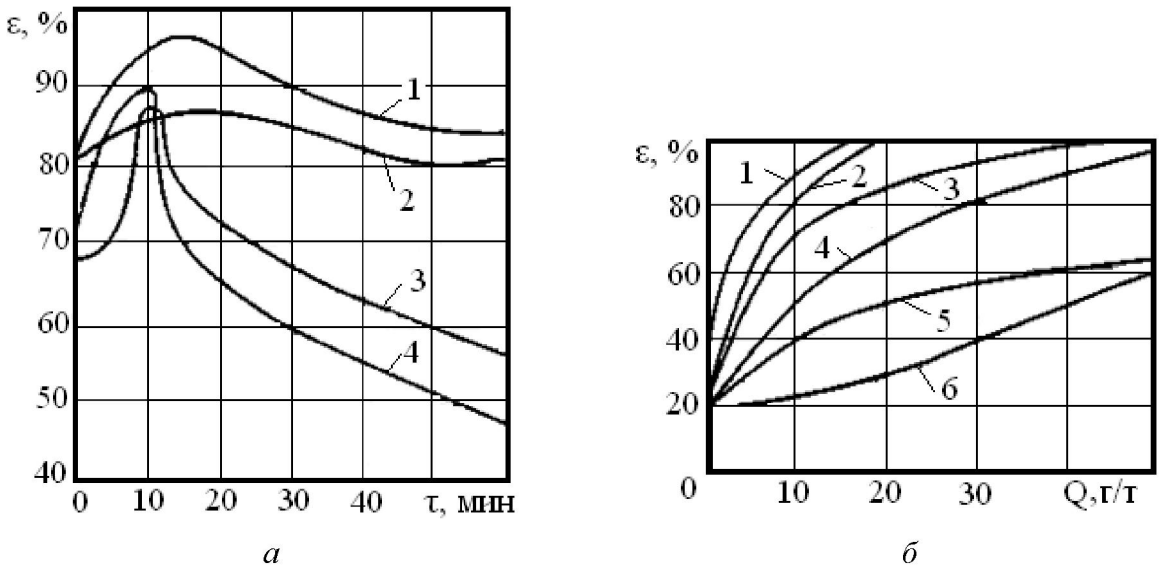
План лекции

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 pH, так как они обладают высокой сорбционной способностью, которая зависит от степени окисленности сульфидной поверхности и содержания меди. По флотируемости 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*) флотируемость сульфидов резко снижается в результате образования на поверхности минералов труднорастворимых окисленных соединений (например, гидроксид железа на халькопирите), которые препятствуют сорбции собирателя.



а *б*

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 $Na_2S_2O_3$ практически не подавляют халькопирит, поэтому они широко применяются для подавления галенита и сфалерита при разделении медно-свинцовых и медно-цинковых концентратов.

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

Окисленные медные минералы, имеющие наибольшее практическое значение (малахит, азурит и куприт), хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями, но обязательно с предверительной 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 флотируемостью 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 °C. 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 °C. 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 амиловым 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-}, $S_2O_3^{2-}$ и SO_3^{2-}. Образующаяся на поверхности пирита при высоких положительных значениях окислительно-восстановительного потенциала и pH > 7 пленка $Fe(OH)_3$ характеризуется исключительно низкой растворимостью ($K = 3{,}8 \cdot 10^{-36}$) и не только препятствует закреплению собирателя, но и может вытеснять его с поверхности минерала.

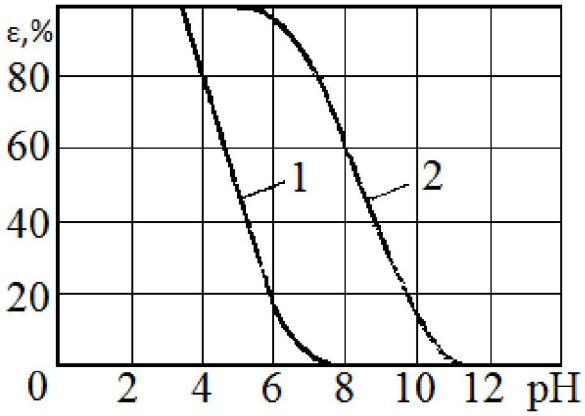


Рис. 23. Влияние pH на флотируемость пирита дитиофосфатом (1) и его дисульфидом (2)

Флотируемость 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 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 pH > 7. Действие цианида при этом сводится к образованию комплексных ионов $Fe[CN]_6^{4-}$. Пленка собирателя на поверхности пирита разрушается даже при небольших расходах цианида, когда он не действует на флотацию других сульфидных

минералов. Это явление используется, например, при селективной флотации свинцово-цинковых руд, когда пирит подавляется цианидом (5–10 г/т) в начале процесса. Иногда используется совместное действие цианида и извести.

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

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

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

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 депрессующего 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

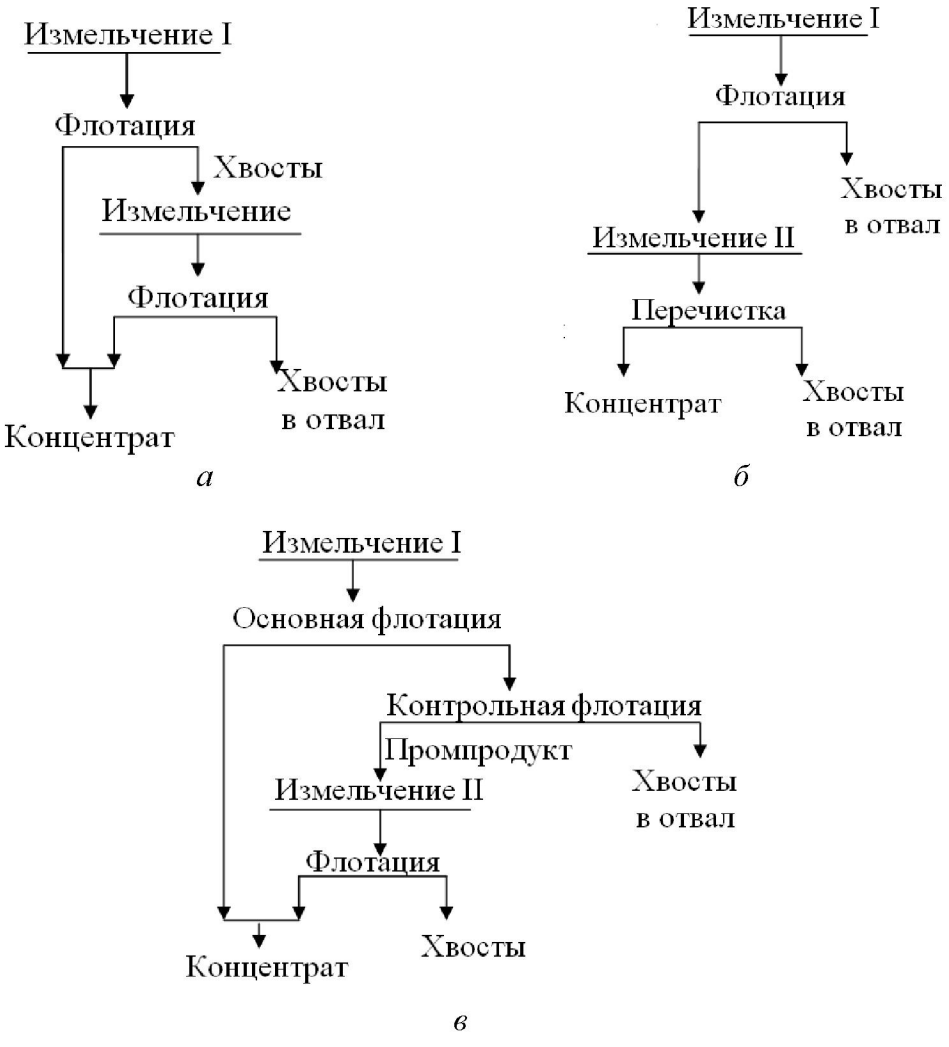


Рис. 25. Двухстадиальные схемы флотации медных руд

При получении в I стадии обогащения богатого медного концентрата и отвальных хвостов сростки 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.

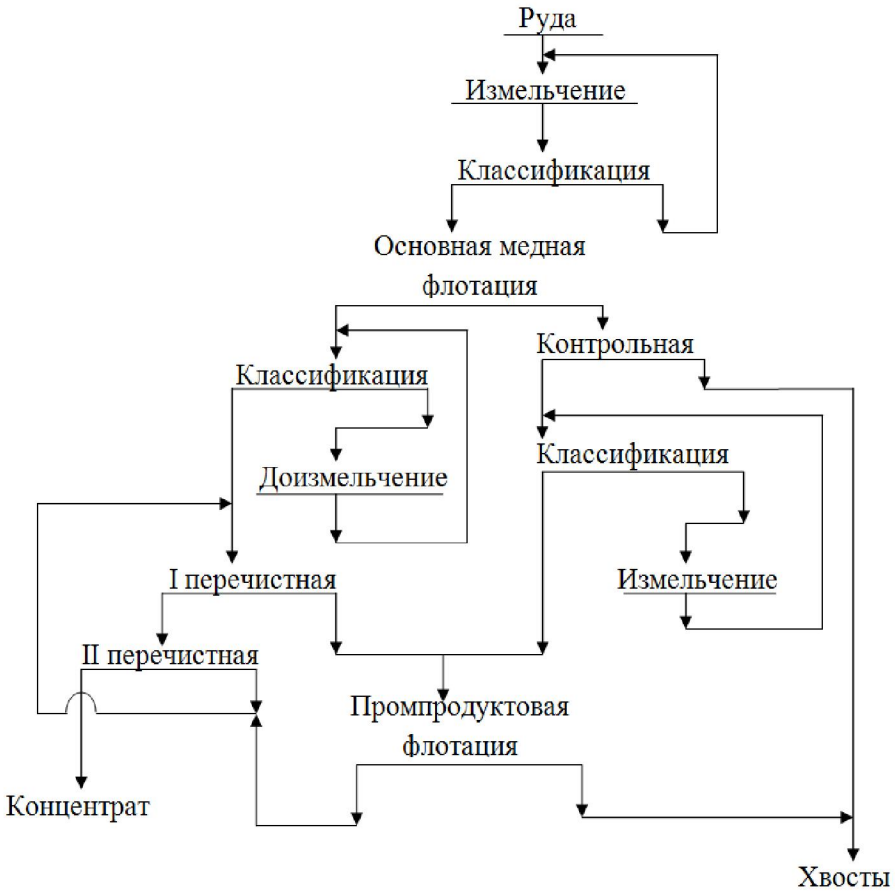


Рис. 26. Схема флотации медных руд с раздельной переработкой промпромдукта

Разновидностью этой схемы является схема «*C–S*» («*cleaner – scavanger*») (рис. 26). Технологические особенности этой схемы: открытый цикл основной медной флотации; доизмельчение грубого концентрата с последующими перечистными операциями; доизмельчение промпродукта (концентрата контрольной флотации) с перечистной и контрольной флотацией. Практика обогащения медных порфировых 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 раздельной 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 раздельной флотацией применяется, например, на Джезказганской фабрике (СНГ), на фабриках «Бьютт» и «Твин-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 рудс низким содержанием пирита

Вкрапленные медные руды (медно-порфировые, медистые песчаники и жильные руды), отличающиеся невысоким содержанием пиритной серы и меди (0,4–2,0 %), в зависимости от содержания пирита могут 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-порфировых 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-порфировым 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 pH на уровне 10–12 за счет подачи извести для подавления пирита (хотя для флотации молибденита оптимальное значение pH 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, хризоколлой. 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 гадроциклонами, до крупности 57 % класса –0,074 мм. Перед классификаторами для улавливания свободного золота установлены отсадочные машины ОП-12, концентрат которых поступает на золотодоводочную секцию. В мельницы этого цикла подается веретенное масло (6–8 г/т) в качестве собирателя молибденита.

В операции межцикловой флотации при pH 8–9, создаваемом известью, удается выделить легкошламующиеся 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 межцикловой 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 межцикловой 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 перечистной флотации, где поддерживается высокая щелочность (500–800 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.

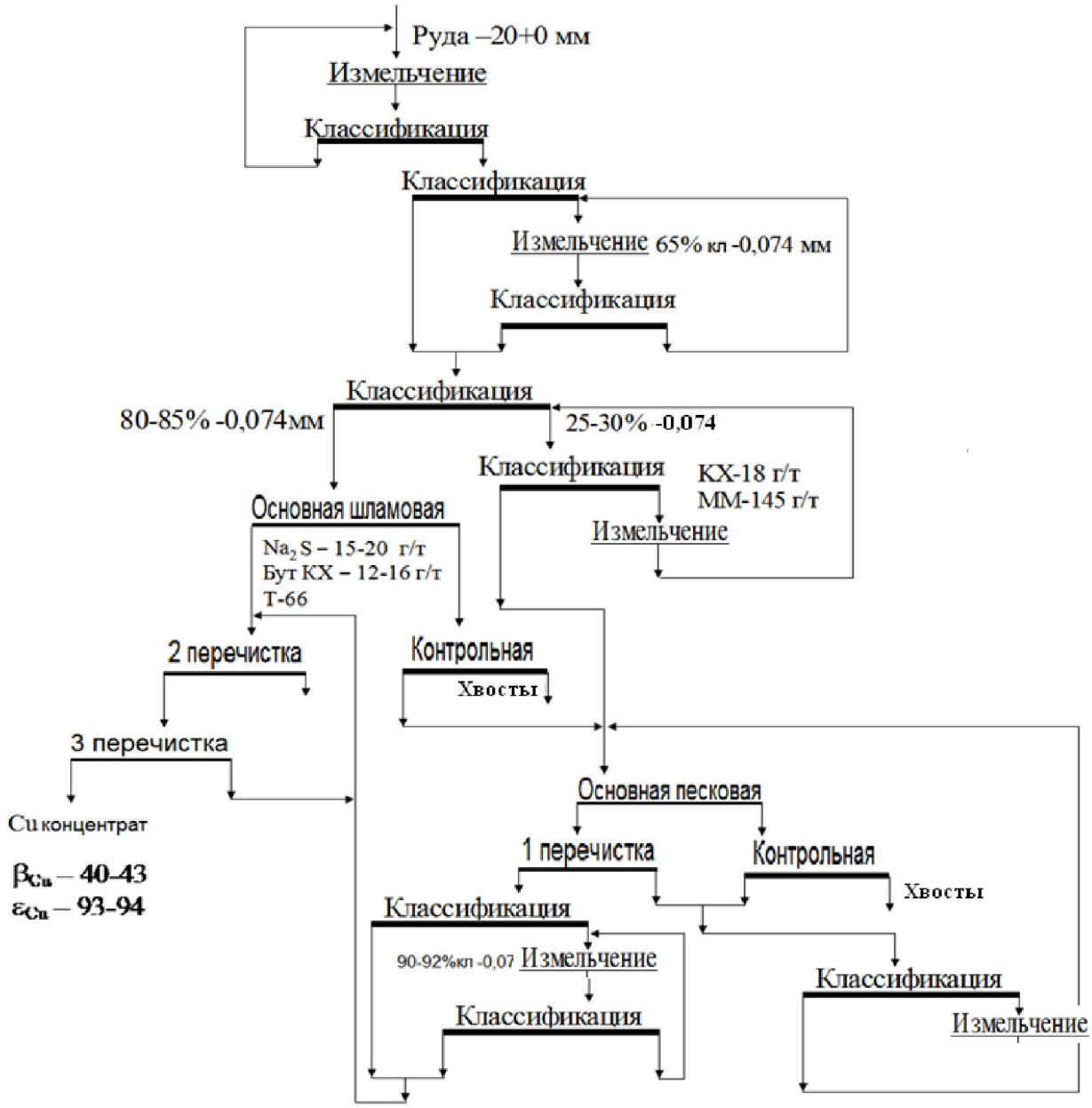


Рис. 28. Схема обогащения медистых песчаников
на Джезказганской фабрике

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 флотируемости 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/м^3). 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/м^3 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 избыточней 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).

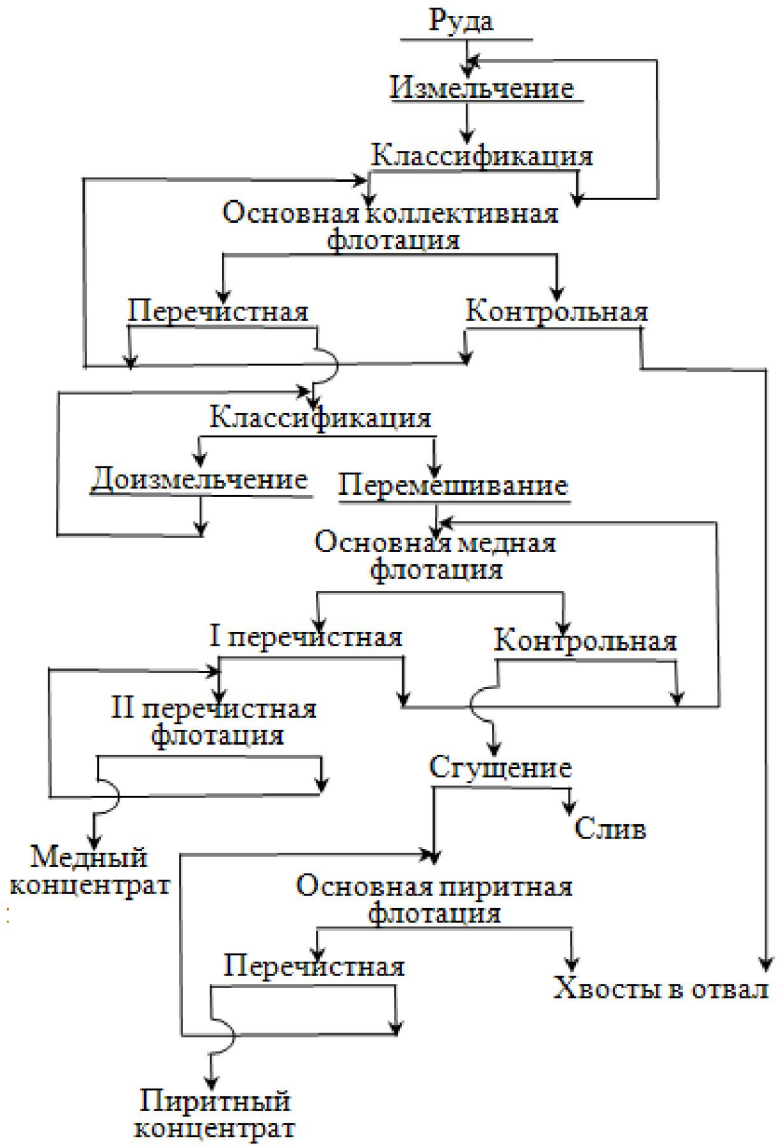


Рис. 29. Схема коллективно-селективной флотации медно-пиритных руд

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/м^3 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 прорастание 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/м^3 свободной CaO. 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 прорастанием, 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 многостадиальных схем измельчения и флотации. При флотации должна решаться задача эффективного отделения медных сульфидов от пирита. Достигается это использованием высокощелочной среды (pH 11–12 или 600–800 г/м^3 и более свободной CaO).

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.

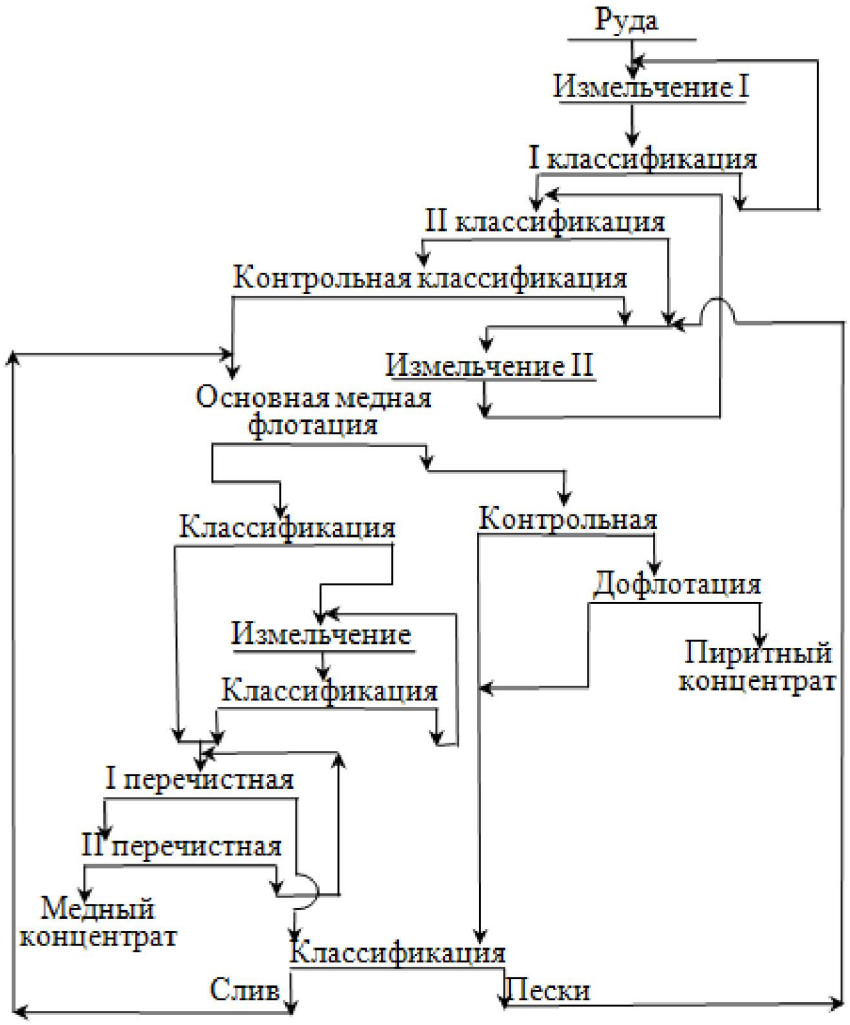


Рис. 30. Схема обогащения медных руд Гайского месторождения на Среднеуральской фабрике

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 500–1 000 г/м^3 свободной CaO. Если в руде содержание пустой породы не превышает 10–15 %, 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 pH 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 стадиальные 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 pH (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 Джезказганской 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 флотируемость минералов.

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

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

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

лерода. Слабо сульфидизируются руды, содержащие только окисленные минералы. Совсем не поддаются сульфидизации хризоколла 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 pH 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 раздельной 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 амиловый 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:

$$Cu_2CO_3(OH)_2 + 2H_2SO_4 = 2CuSO_4 – 3H_2O + CO_2$$

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

$$CuSO_4 + Fe = FeSO_4 + Cu$$

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 гексиловый, этиловый и бутиловый. Расход этих собирателей обычно не превышает 80–200 г/т, а оптимальное значение pH 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.

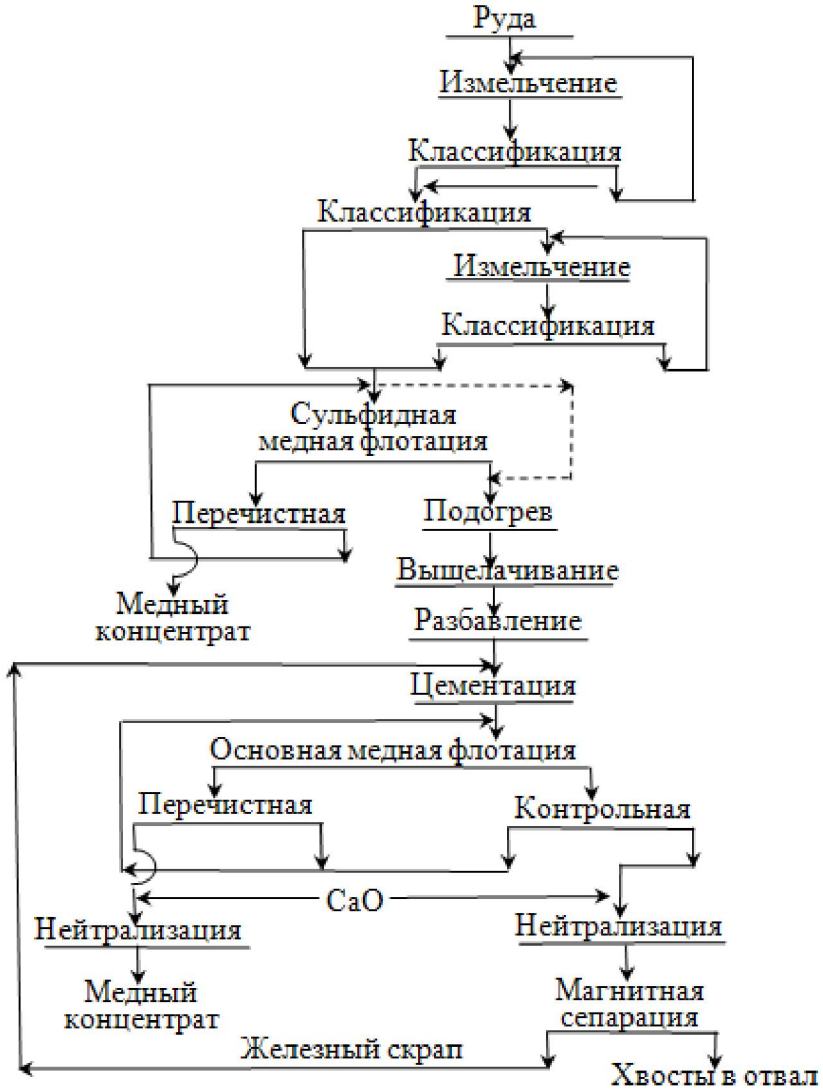


Рис. 31. Схема обогащения упорных окисленных медных руд

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 чугунной 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 складируют 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-кислое окисное железо и серную кислоту при pH 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 Fe^{3+}), 0,5–1,0 г/л шламов. Значение pH этих растворов составляет от 1,5 до 3,5. В растворах присутствуют тионовые бактерии, содержание которых в 1 мл может достигать 10^5–10^6 клеток.

Для интенсификации процесса выщелачивания иногда растворы в кучи подают через скважины, которые бурятся на глубину $^2/_3$ 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. $м^2$. Угол естественного откоса отвалов равен 30–35°. Головной пруд этого отвала имеет глубину 2 м и вмещает 5 тыс. $м^3$ 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.

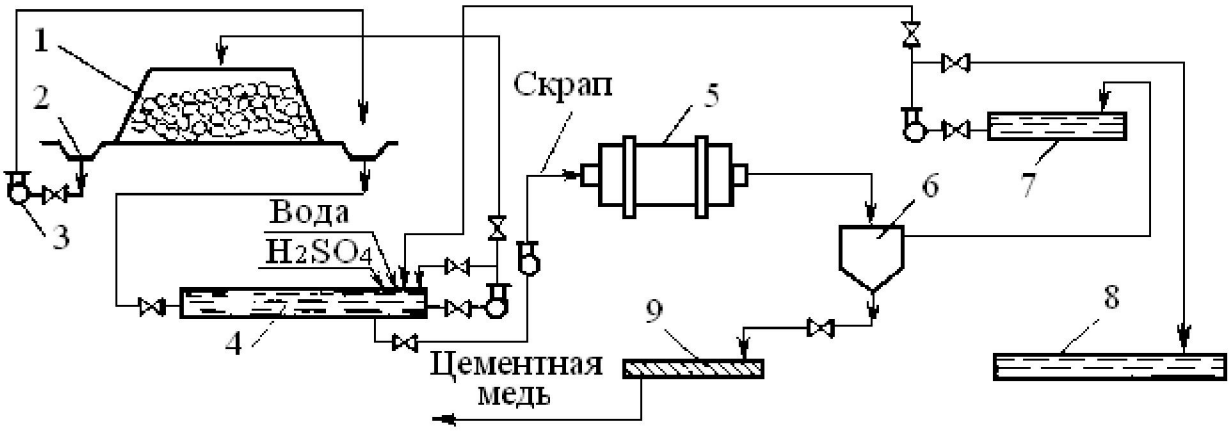


Рис. 32. Схема кучного выщелачивания забалансовых медных руд: 1 – отвал; 2 – дренажная канава; 3 – насосы; 4 – пруд-отстойник; 5 – барабанный цемен татор; 6 – сгуститель; 7 – хранилище хвостовых растворов; 8 – испарительная площадка; 9 – площадка для сушки цементной меди

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 $FeSO_4$, $Fe_2(SO_4)_3$, H_2SO_4 и имеющие pH 1,9–2,4. Общий объем раствора, подаваемого пятью насосными станциями, составляет 200 $м^3$/мин. Одновременно орошается участок площадью 1 500 $м^2$. После выщелачивания растворы, содержащие 1,8 г/л Cu, поступают в конусные осадители, способные переработать до 38 тыс. $м^3$ 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, характеризущих 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. м^2. 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, тенoритом, 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 pH 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 pH 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 °C.

Оптимальное значение pH (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.

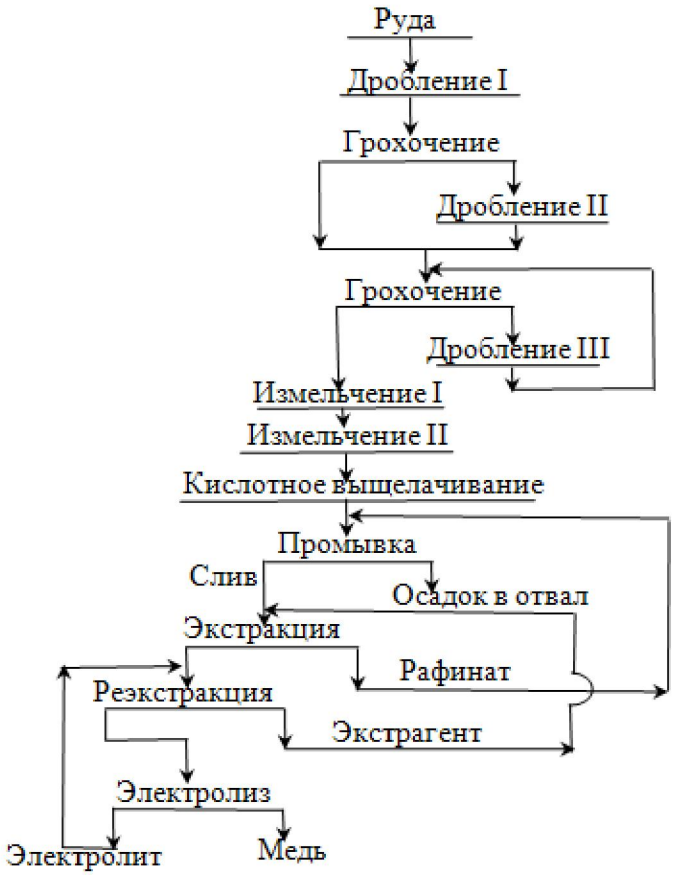


Рис. 33. Технологическая схема переработки окисленных медных руд на комбинате «Твин-Бьюттс» (США)

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°), флотационных камер с ловушкой для золота и короткоконусных гидроциклонов с углом конусности 90–140° (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 кордероевых 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 вкованными 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, подавляя 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 алкоксикротоновой 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 pH можно использовать и известь, при этом подавления флотации свободного золота не наблюдается до pH 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 стадиальной 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 (pH = 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 содово-цианистой (например, на фабрике «Кемпбелл Чибугама») или известково-цианистой (например, на фабриках «Оджанкос» и «Пико Майнз») средах при значениях pH 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 реагентов-собирателей. Так, например, подача карбамида (5–7 г/т) при флотации медных руд Джезказганского 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)	$3MoO_3 \cdot Fe_2O_3 \cdot 7H_2O$	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 ($MoO \cdot H_2O$), 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 (pH 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, декстрин и другие органические коллоиды. Его флотационная способность полностью подавляется после высокотемпературного окислительного обжига.

Подавление флотации молибденита сопровождается сорбцией органических депрессоров без вытеснения собирателя с поверхности. Гидрофилизация поверхности обусловлена тем, что размеры гидрофильных молекул депрессора значительно превышают размеры углеводородных радикалов 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 закрепления 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 используются реагентные режимы, основанные на флотации молибденита и депрессии других сульфидных минералов. Эффективная депрессия сульфидных минералов меди, особенно вторичных, может быть достигнута в присутствии феррицианида калия (красной кровяной соли).

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.

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

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

Вульфенит хорошо извлекается гравитационными методами, так как имеет большую плотность – 6,8 г/см^3. 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 Тырныаузское, 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, Бощекульское, 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 % Mo и более, а в медно-молибденовых, вольфрамо-молибденовых и других, включающих два и более ценных компонентов, – 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 (вольфрамита, касситерита, монацита 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 раздельных 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 многостадиальных 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 (pH 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.

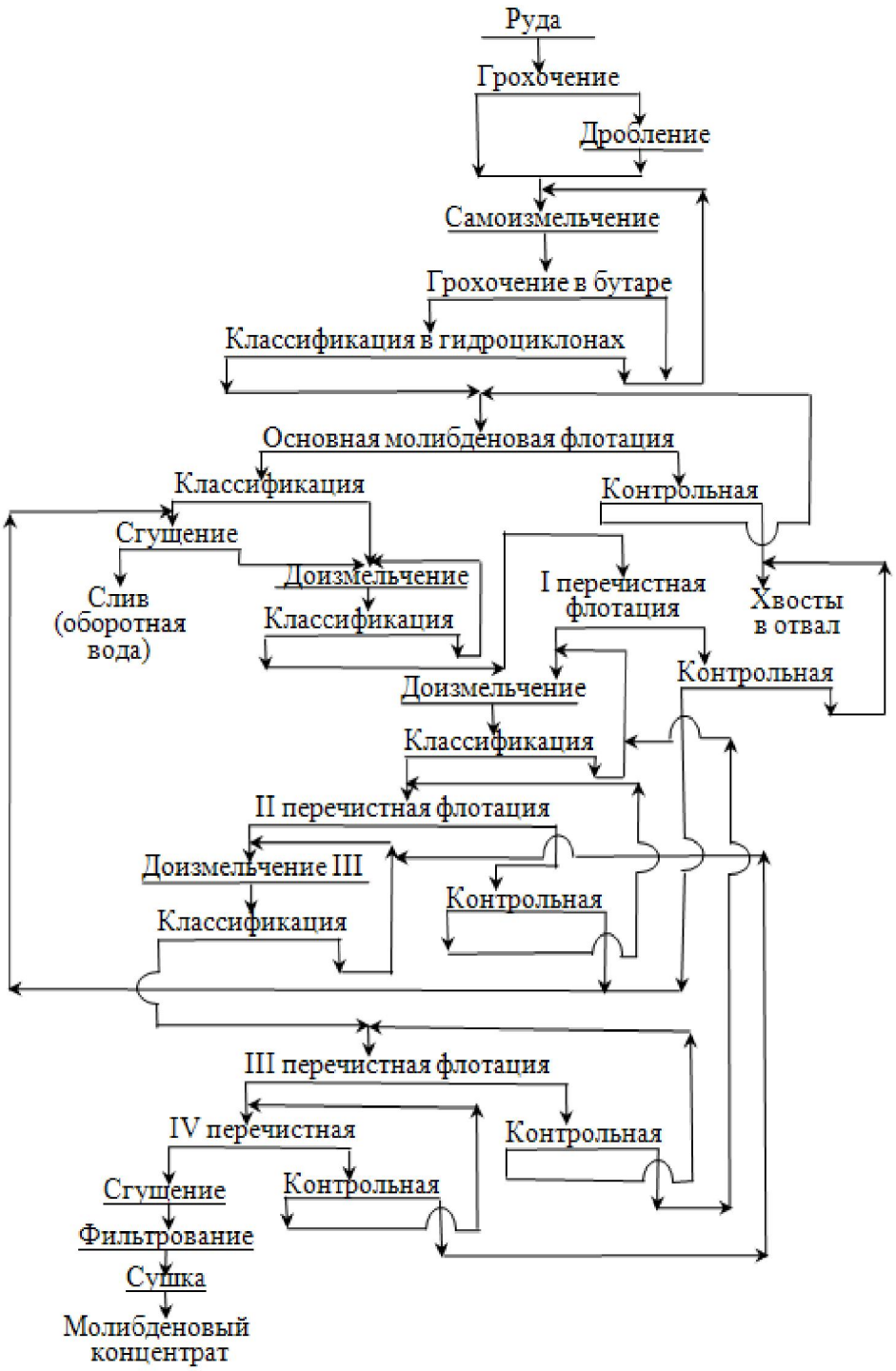


Рис. 34. Схема обогащения сульфидной молибденовой руды на фабрике «Гендерсон» (США)

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 % Mo. При обогащении получается молибденовый концентрат, содержащий 91 % молибденита (54,5 % Mo).

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 порфировые медно-молибденовые руды, характеризующиеся как крупной вкрапленностью молибденита и пирита, так и наличием тонковкрапленных минералов меди, молибдена и пирита.

К таким рудам целесообразно применять стадиальные 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 порфировых 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 снижаются 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 флотируемость 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 CaO 800–1 000 г/м^3. После пропарки пульпа поступала в отдельный чан для разбавления свежей водой до 20–27 % твердого. Содержание свободной CaO снижалось до 200–300 г/м^3.

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 концентра (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 $(NH_4)_2S$ или гидросульфидом аммония NH_4HS, применяемое самостоятельно или в сочетании Na_2S с NaHS и NaHS с $(NH_4)_2S$ 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 pH 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 флотируется медный концентрат в известковой среде (pH 11,5–12,0) для подавления пирита. Перечищают медный концентрат также при добавлении извести и декстрина (или крахмала). Хвосты медной флотации обезвоживаются и подвергаются обжигу при 300 °С для разрушения пленки декстрина, после чего флотируют молибденит с аполярными маслами и пенообразователем. Для очистки молибденового концентрата от сульфидов меди в перечистные операции подают цианиды (500–700 г/т концентрата).

Для разделения очень сложных по вещественному составу медно-молибденовых концентратов применяют 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 чернового 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 многостадиальность схем измельчения и флотации сульфидных молибденовых руд?
3. Назовите крупность основной флотации и последних перечистных 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. Комлексность 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 апполярных 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 перечистки и доизмельчения до 90 % класса –0,074 мм поступает на II перечистную флотацию.

Из хвостов II перечистной флотации извлекают пиритный концентрат, который присоединяют к хвостам основной сульфидной флотации. Молибденовый концентрат II перечистной флотации сгущают, подвергают пропарке и 3 раза перечищают. Полученный сульфидный концентрат содержит 50–52 % Mo 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 перечистную флотацию – 90 т/г жидкого стекла, во II перечистную – 1 100 г/т сернистого натрия и 90 г/т жидкого стекла. Пропарка концентрата II перечистной флотации проводится при 80 °С в течение 30–40 мин с жидким стеклом. В III перечистную флотацию подают 300 г/т сернистого натрия; в IV и V перечистные – 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 % Mo) 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 перечистки 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 перечисткам 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 гидрометаллургическую 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 pH 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 % Mo 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; pH пульпы составлял 9,0–9,5. После двух перечистных и одной контрольной флотации получен концентрат, содержащий до 0,3–0,4 % Mo (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 pH 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 перечистной флотации получен концентрат, содержащий 0,4–0,6 % Mo 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. Комлексностьиспользования 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 % Mo 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 % трехокиси вольфрама, на магнитном сепараторе извлекают вольфрамит; из немагнитной фракции обогащением на столах получают оловянный концентрат.

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

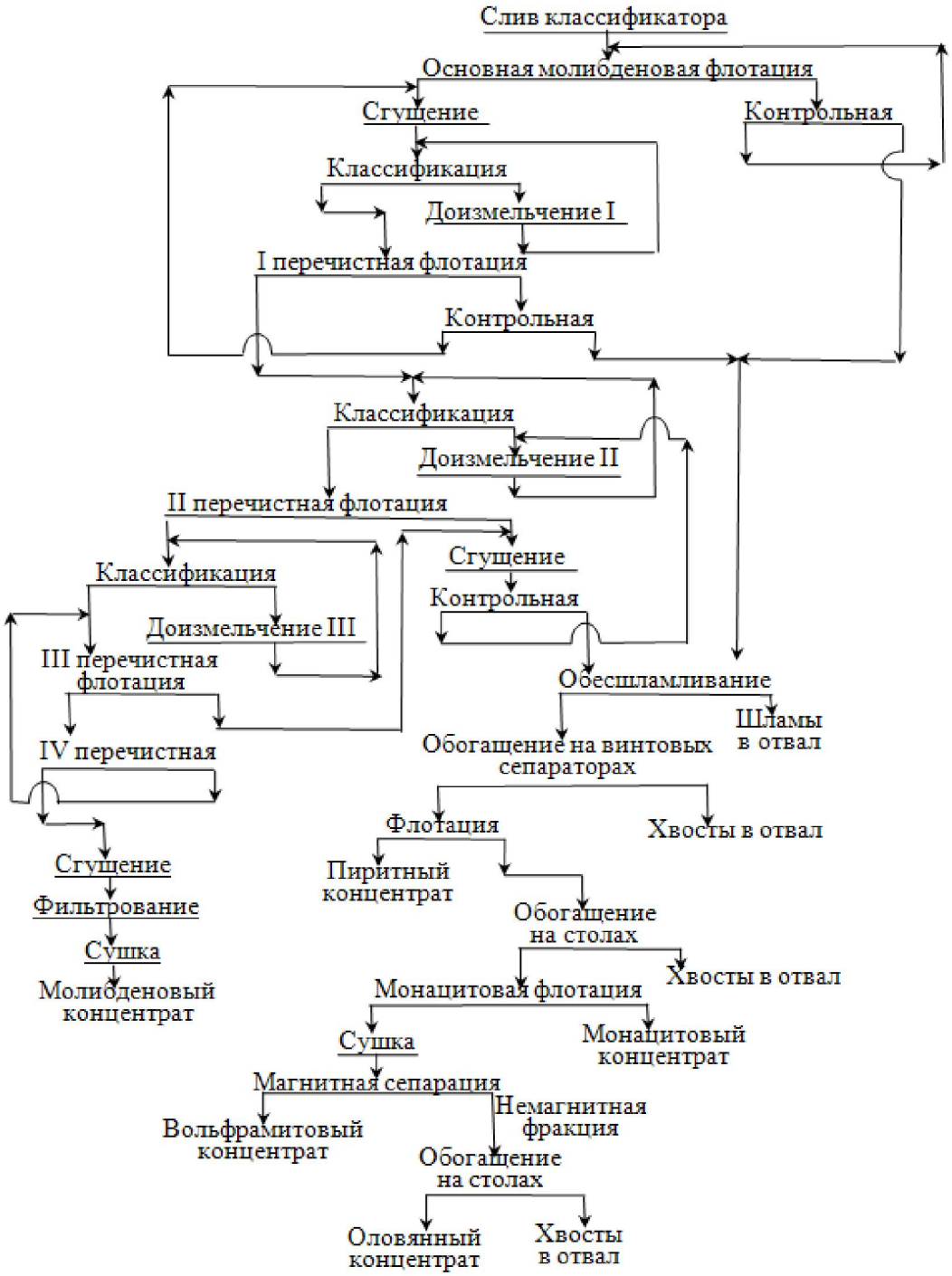


Рис. 35. Схема обогащения комплексной молибденовой руды на фабрике «Клаймакс» (США)

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	$Pb_5(PO_4)_3Cl$	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 междоузлиях. 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 свежеобнаженного 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 $Pbs(AsO_4)_3Cl$, а ванадием – ванадинит $Pb_5(VO_4)_3C1$.

Из всего многообразия свинцовых минералов к сравнительно легкофлотируемым относятся галенит, церуссит, англезит и вульфенит. Пироморфит, миметизит, ванадинит, деклуазит, крокоит – труднофлотирумые, 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 раздельное 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).

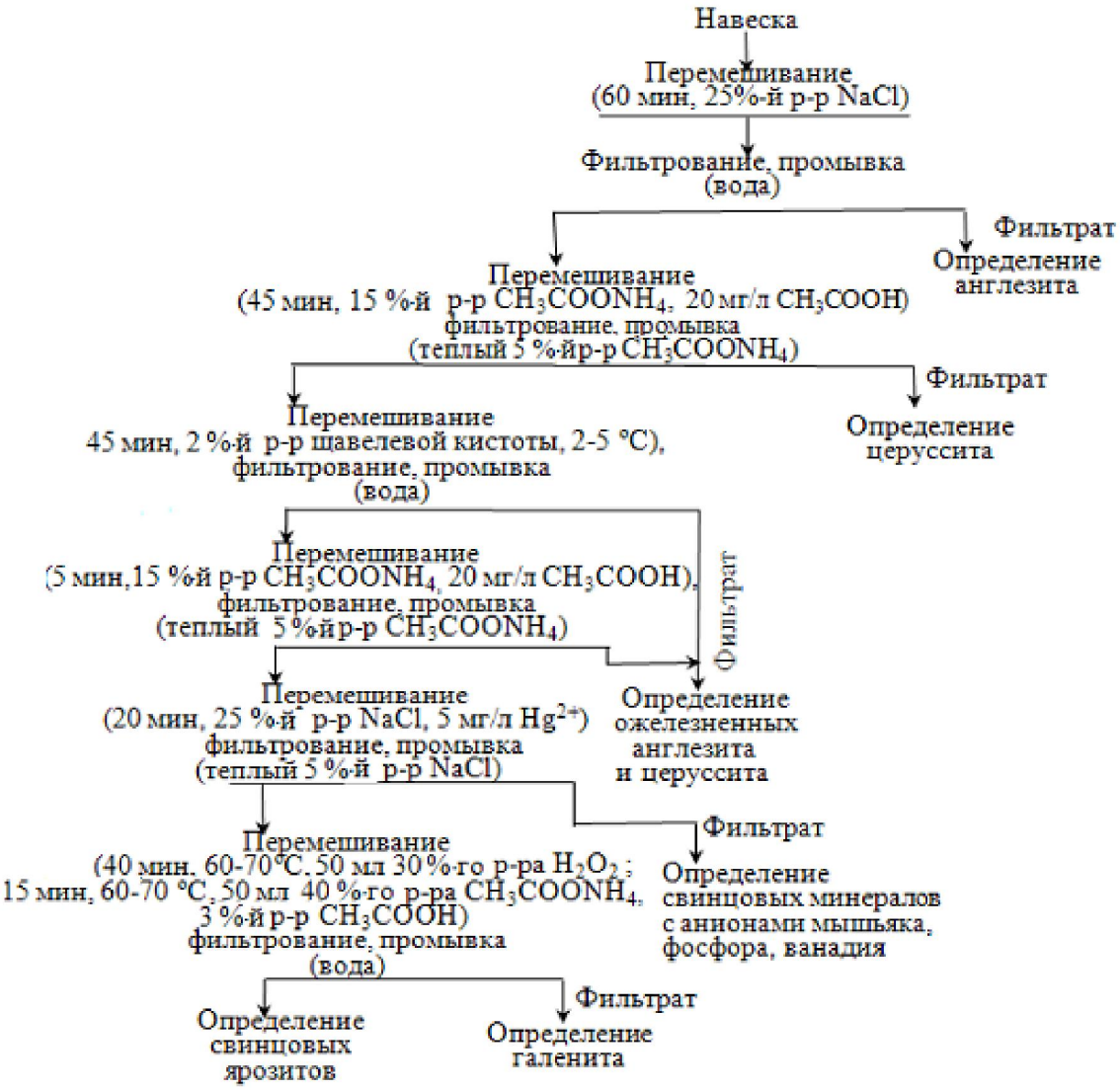


Рис. 36. Схема полного фазового анализа соединений свинца в окисленных и смешанных рудах и продуктах их обогащения

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 предопределяют основной метод их обогащения – флотацию. Процесс гравитации при обогащении таких руд, несмотря на высокую плотность окисленных свинцовых минералов (5,7–7,6 г/см^3), 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 в 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 Миргалимсайское. 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 легкофлотируемым, труднофлотируемым и практически нефлотируемым?
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 свежеобнаженная 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 pH до 6,7), карбоната (pH = 6,7–9,0) или гидрокарбоната (pH = 9–12) свинца.

При невысокой степени окисления галенит хорошо флотируется ксантогенатами и дитиофосфатами при pH 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 флотируемость основного окисленного минерала свинца – церуссита – сульфгидрильными собирателями не обеспечивается без предварительной его сульфидизации даже при большой плотности сорбции ксатогената 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.

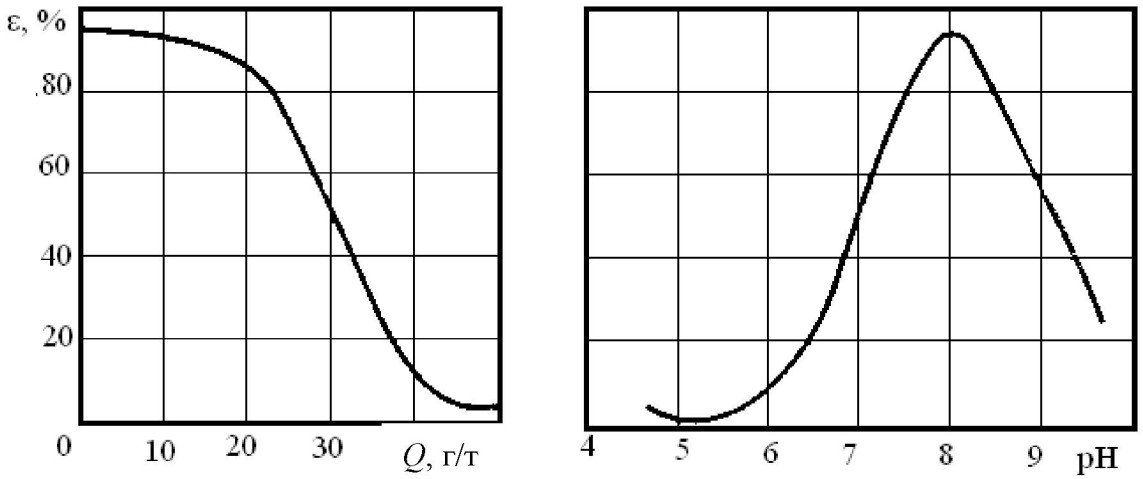
Окисленные минералы свинца, и прежде всего церуссит и англезит, плохо флотируются сульфгидрильными собирателями. Поэтому окисленные минералы свинца флотируются ксантогенатами после сульфидизации их поверхности сульфидом натрия. Оптимальное значение pH для сульфидизации церуссита составляет 8,5–9,3, англезита – 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); несульфидизируемые 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 $KCrO_4$ и бихроматом калия $K_2Cl_2O_7$ 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*).



а *б*

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

Для подавления флотируемости 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
Концентраты, содержащие галенит и халькопирит	
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 $(NH_4)_2S_2O_8$ (900 г/т) Сернистая кислота (сернистый газ) с хлорной известью CaCl(OCl) (600 г/т)
Фосфатный (подавление галенита)	Растворимые фосфаты H_3PO_4, NaH_2PCu, $Ca(H_2PO_4)_2$ (1 500–7 000 г/т)
Комбинированный	Цианиды и бихроматы
Концентраты, содержащие галенит и вторичные сульфиды меди	
Цианидный (подавление медных минералов)	Цинкцианистый комплекс $Na_2Zn(CN)_4$ (3 000–6 000 г/т) Железосинеродистый калий $K_3[Fe(CN)_6]$(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 больший 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 флотируемость 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 pH 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 (pH 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 (pH 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 pH не ниже 11 (на фабрике «Фурутобе» при pH 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 pH 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 (pH 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 плюмбоярозитом.

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

.

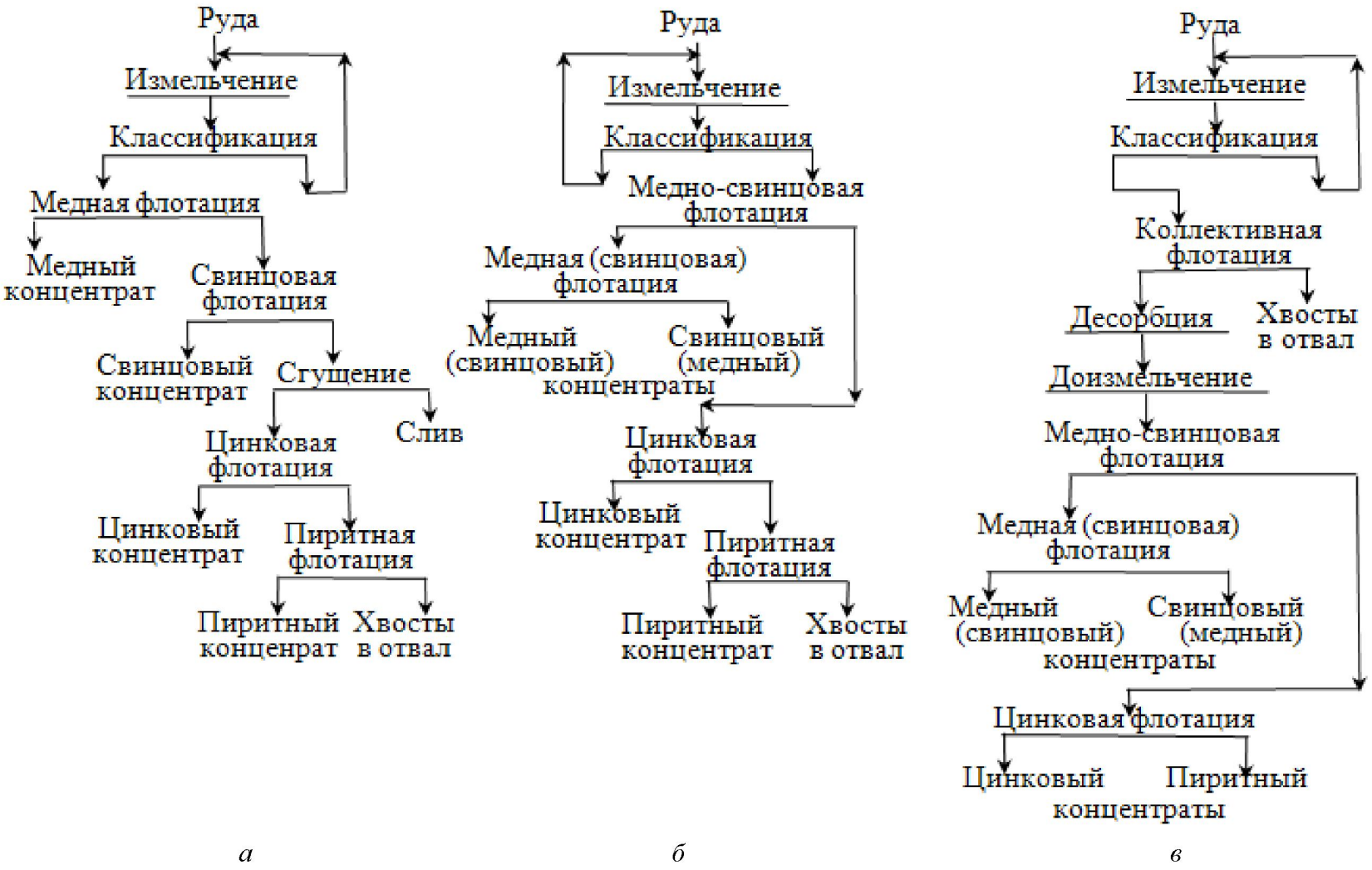


Рис. 38. Принципиальные схемы флотации медно-свинцово-цинковых руд: *а* – прямая селективная; *б* – частично коллективно-селективная; *в* – коллективно-селективная

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 купоро	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	Смесь ксантогенатов и пенообразователя Д-3	10	20
перечистные	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).

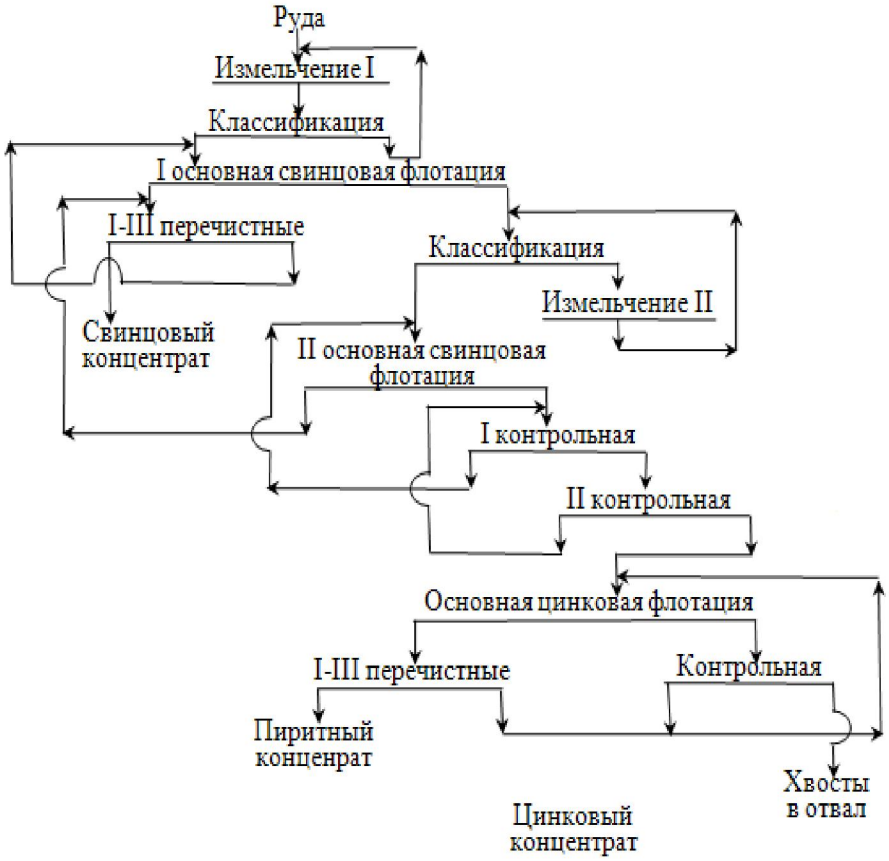


Рис. 39. Схема прямой селективной флотации свинцово-цинковых руд на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл»

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.

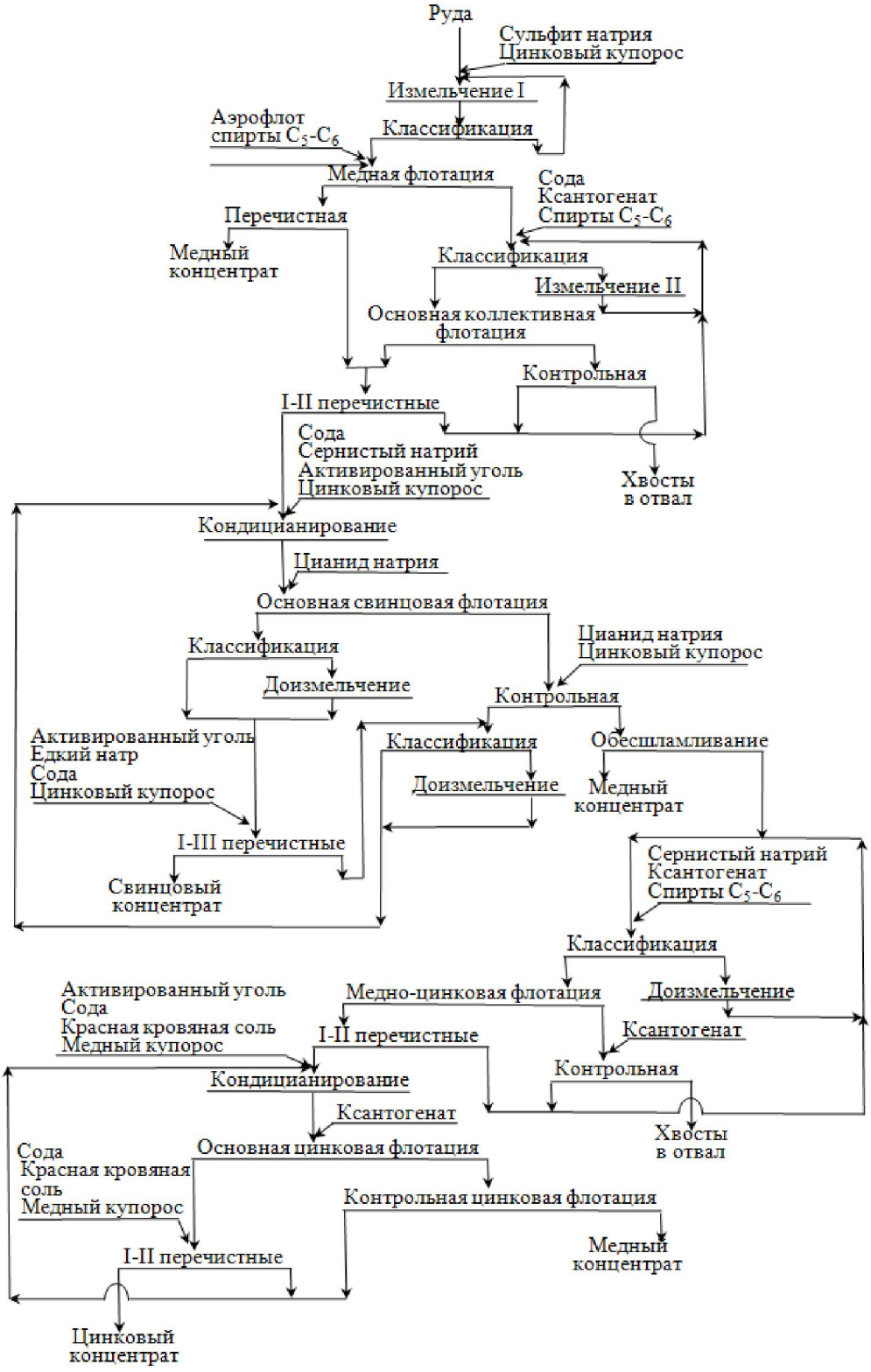


Рис. 40. Технологическая схема обогащения джезказганских полиметаллических руд

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 Джезказганской 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 (pH = 8,0–8,5) 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 pH 8,5–9,5 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 Кургашинканского 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 легкошламующихся 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 межцикловой 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.

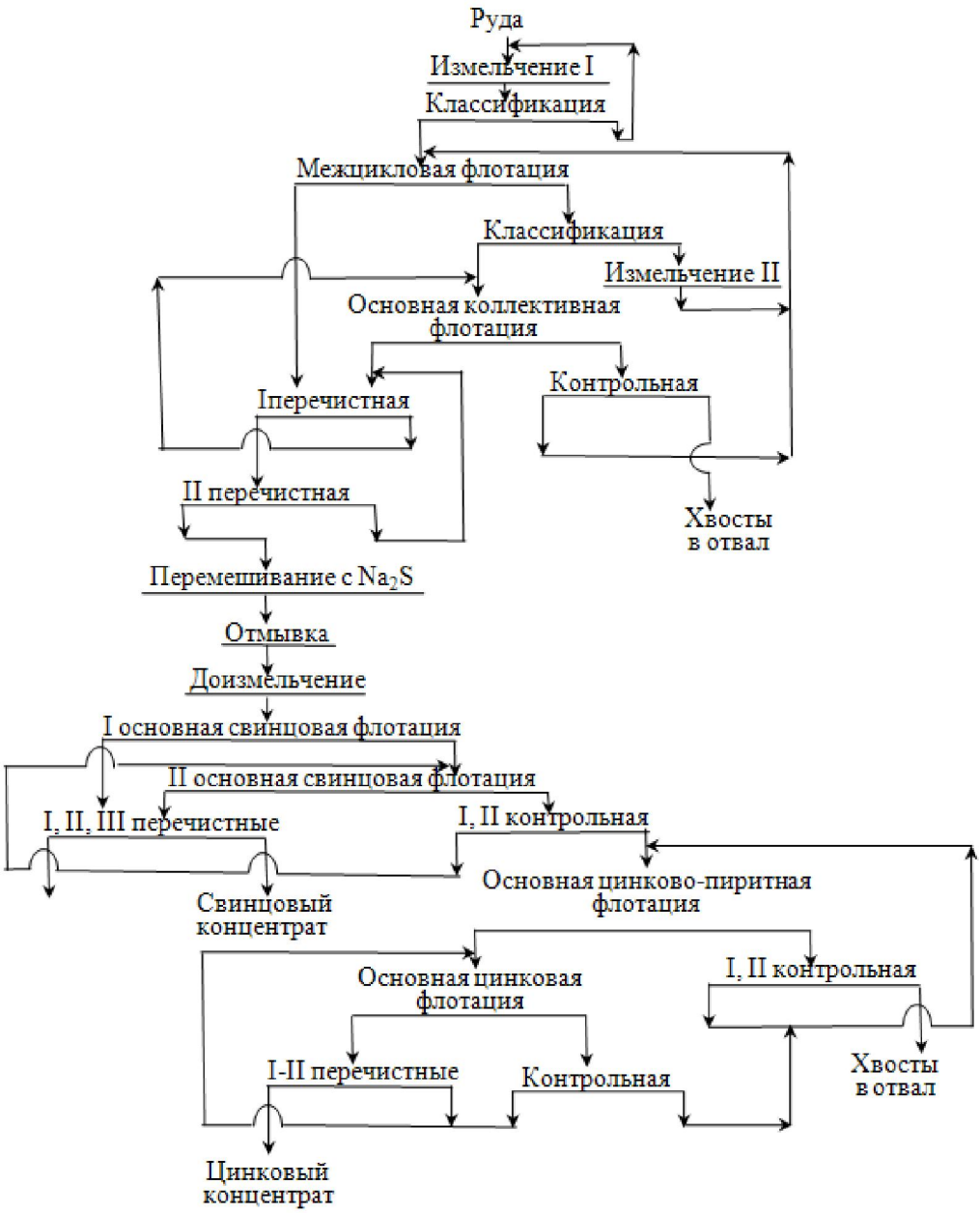


Рис. 41. Схема коллективно-селективной флотации свинцово-цинковых руд на Алмалыкской свинцовой фабрике

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 pH 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 перечисток при pH 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 pH 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 аэропромотеров флотируют основную массу сульфидов меди при pH 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 обессвинцеванию, обезмеживанию и обезжелезнению по методу Л.Б. Дебривной 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 обессвинцевания 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 «Брунсвик № 12» для повышения качества чернового 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 (pH = 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 промпродуктов 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 пиро- и гидрометаллургические 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 межцикловой 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 pH в пределах 9,2–9,8 содой, сернистым натрием и жидким стеклом. При этих значениях pH 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 Зыряновской 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 тиокарбонилидом. 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 (pH = 1,5–2,0) без собирателя и пенообразователя. Решить данную проблему применением гидроциклонов для удаления пирита в песковую фракцию обычно не удается 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 C_6–C_8. Одинаковые технологические показатели получаются при равных расходах собирателей. Извлечение цинка в обоих случаях в 36–37 %-е окисленные цинковые концентраты составляет 77–78 % от исходного питания. При содержании в пульпе шламов небольшие добавки щелочи перед подачей собирателя повышают извлечение смитсонита.

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.

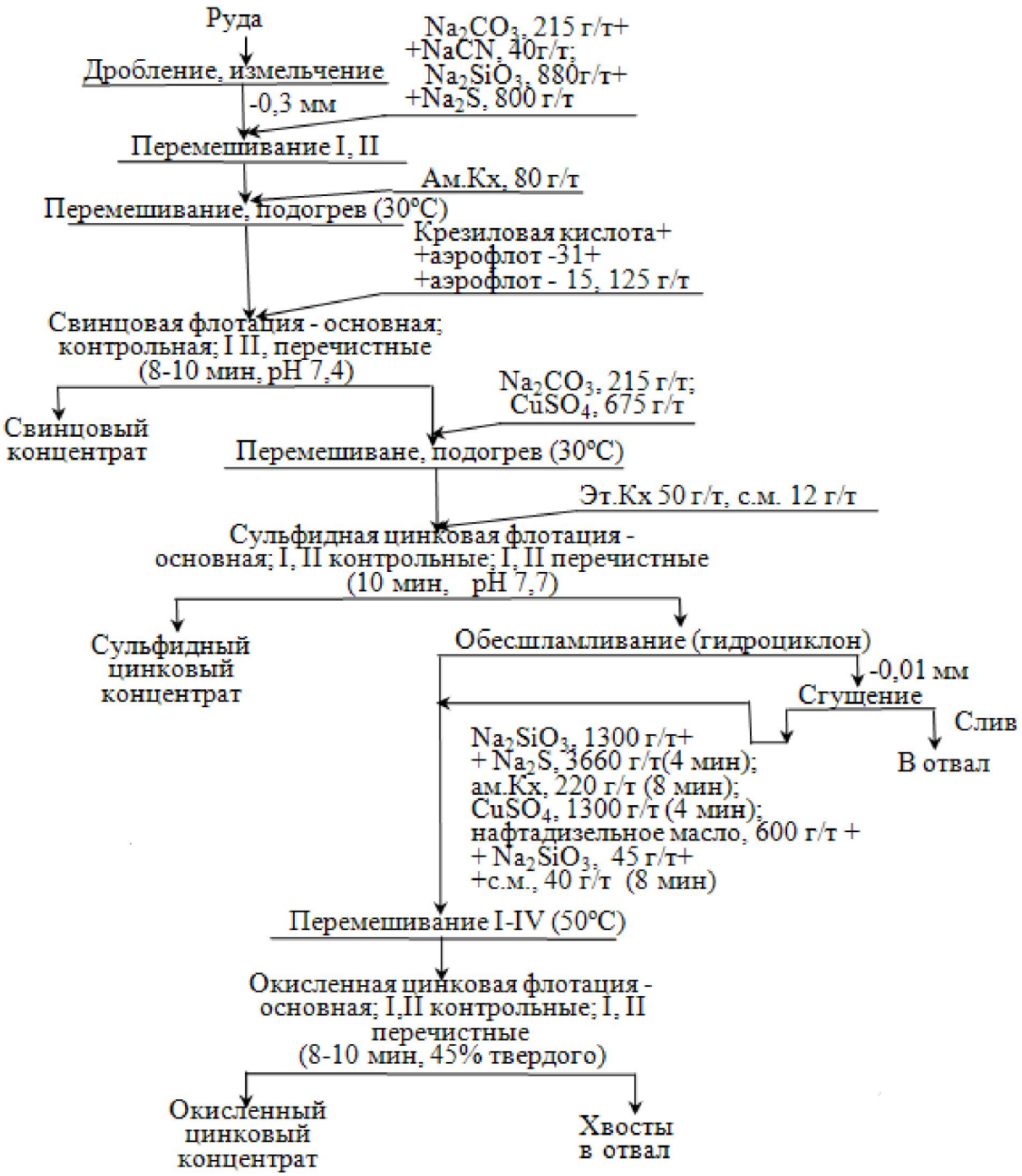


Рис. 42. Технологическая схема обогащения руд
на фабрике «Ризо»

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», «Буггеру», «Сартори», «Монт-Агруксо», «Сан-Джиованни», «Мацуа».

Циклу флотации окисленных цинковых минералов на всех фабриках предшествует флотационное удаление оксидов и сульфидов свинца, а также сульфидов цинка и железа, что позволяет предотвратить загрязнение окисленных цинковых концентратов и сократить расход реагентов. После перемешивания пульпы с реагентами-регуляторами, ее обесшламливания или того и другого вместе подается сернистый натрий и немедленно вслед за ним катионный собиратель с пенообразователем. Даже незначительное 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 pH 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 pH) 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.

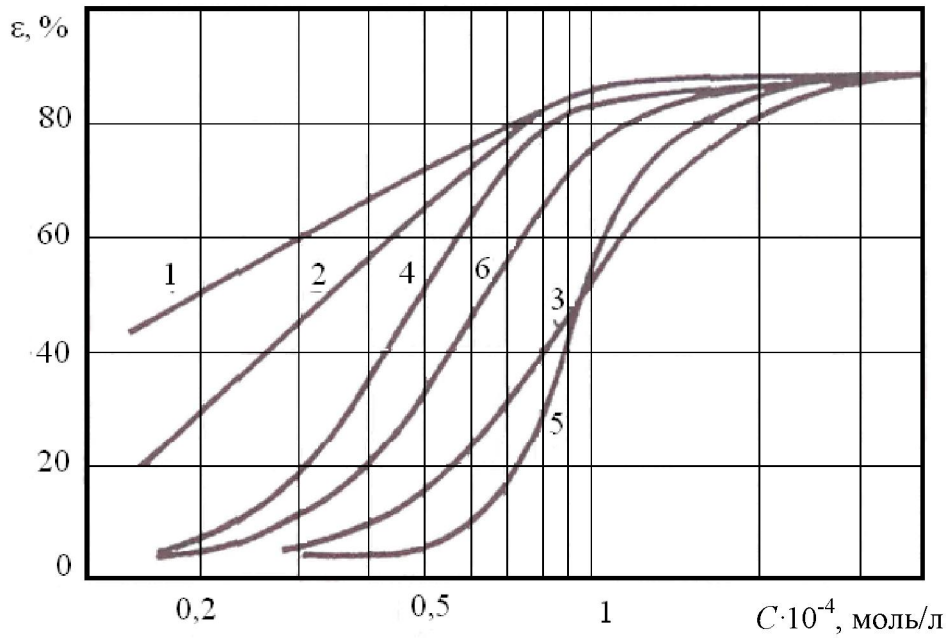


Рис. 43. Влияние концентрации C, длины углеводородной цепи и строения первичных алифатических аминов на извлечение цинка: 1 – стеариламинацетат (C_{17}); 2 – пальтимитаминацетат (C_{15}); 3 – олеиламинацетат (C_{17}); 4 – лауриламинацетат (C_{12}); 5 – АНП (C_{13}–C_{15}); 6 – ИМ-11 (C_{13}–C_{15})

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 (амина) сверх оптимальных при соответствующем повышении расхода депрессоров пустой породы почти не сказывается на показателях обогащения и вызывает лишь перераспределение металла в концентратах основной и контрольной 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-Джиованни», 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 кокосоаминацетатов (1:2,33), лаурил- и стеариламинацетатов (1:1) оказались эффективными при флотации окисленных цинковых минералов из руд некоторых месторождений Марокко.

Удовлетворительное пенообразование достигается обычно только при использовании сильных пенообразователей, например соснового масла или дауфроса. Полезной является, по данным М. Рея, добавка в качестве модификаторов пены так называемых антипенообразователей, таких, как октиловый спирт. 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-(CH_2-CH_2O)-CH (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 (pH = 10,7–11,2) обусловлена максимальной сорбцией катионного собирателя на поверхности данных минералов. При этом заряд и состояние поверхности серицита и хлорита при pH 10,7–11,2 таковы, что эффективного закрепления на них общеизвестных депрессирующих реагентов практически не происходит. Поэтому попытки депрессировать флотоактивные силикаты в цикле основной флотации с помощью различных реагентов (жидкого стекла, гексаметафосфата, КМЦ, смеси КМЦ и медного купороса, сульфитно-спиртовой барды), как правило, не дают положительных результатов. Предварительное удаление основной массы легкофлотируемых силикатов с помощью ароматических и вторичных аминов или небольших добавок соснового масла также не всегда возможно из-за значительных потерь цинка в пенном продукте.

Учитывая безуспешность попыток депрессировать флотоактивные силикаты в цикле основной флотации, были разработаны условия обратной перефлотации чернового окисленного цинкового концентрата при депрессии окисленных цинковых минералов крахмалом и удалении флотоактивной породы в пенный продукт. Операция обратной перефлотации проводится в нейтральной среде (pH 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 флотируемых руд.
2. Какими реагентами для эффективного извлечения окисленных свинцовых минералов поддерживается pH пульпы?
3. Что обеспечивает поддержание pH в пределах 9,2–9,8 (сода, сернистый натрий или жидкое стекло)?
4. Когда и как pH 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 флотируемость золота. Реагентные режимы при флотации руд устанавливают 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 золотоизвлекательной 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 чернового гравитационного концентрата с применением отсадки на разгрузке мельниц рудного измельчения, классификации и рудно-галечного доизмельчения чернового концентрата отсадочных машин до крупности 47–50 % класса –0,074 мм обогащения чернового 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.

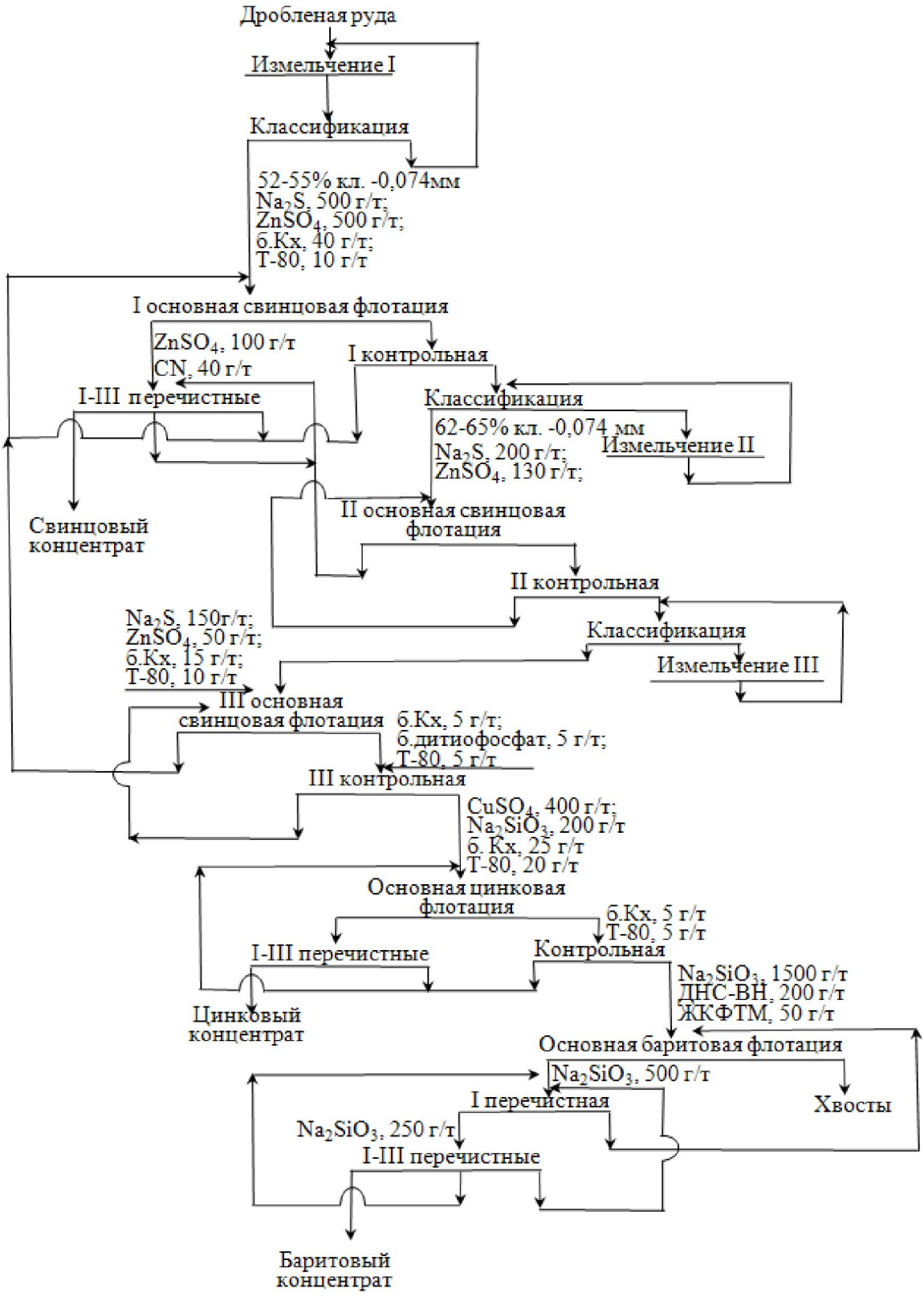


Рис. 46. Технологическая схема обогащения руд
на Миргалимсайской фабрике

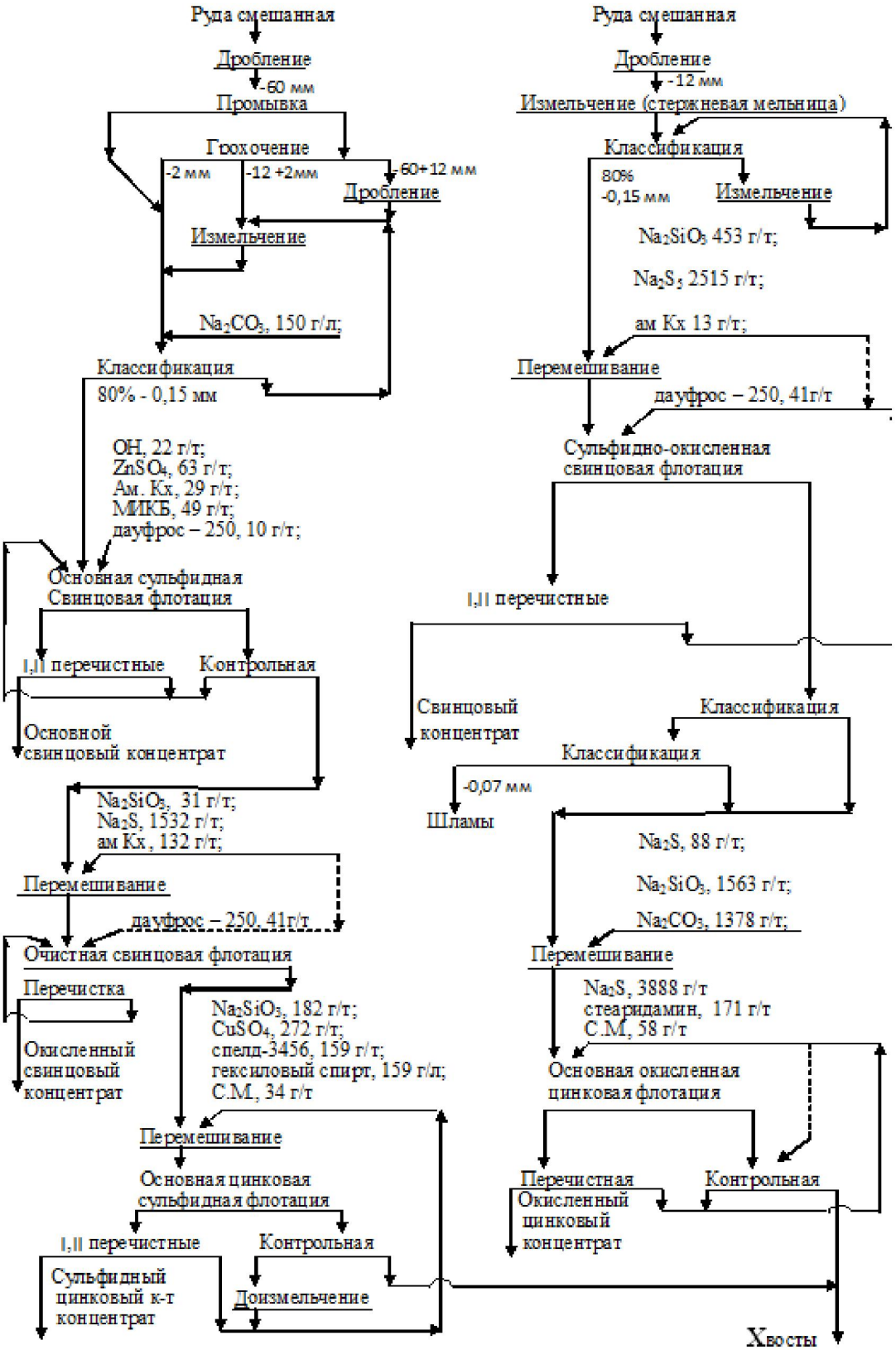


Рис. 47. Технологическая схема обогащения руд
на фабрике «Буггеру»

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 флотируемость 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	$(Fe,Ni)_9S_8$	31,22	4,5–5,0	3–4
Пирротин никеленосный	От Fe_6S_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_3S_4	57,86	4,5–4,8	4,5–5,0
Виоларит	Ni_2FeS_4	38,94	4,5–4,8	4,5–5,0
Гарниерит	$Ni_4(S_4O_{10})(OH)_4 \cdot 4H_2O$	40,68–46,6	2,27–2,93	2,0–3,5

Пентландит, или *железоникелевый колчедан*, $(Fe,Ni)_9S_8$ 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 срастаний, 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 металловидный 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, непуит 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 (тальк, хлорит, серпентин).

Значительные трудности при селективной флотации медно-никелевых минералов вызывает присутствие в руде таких сульфидов меди, как кубанит $CuFe_2S_3$, талнахит $Cu_9Fe_8S_{16}$ и моихукит $Cu_9Fe_9S_{16}$, 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.

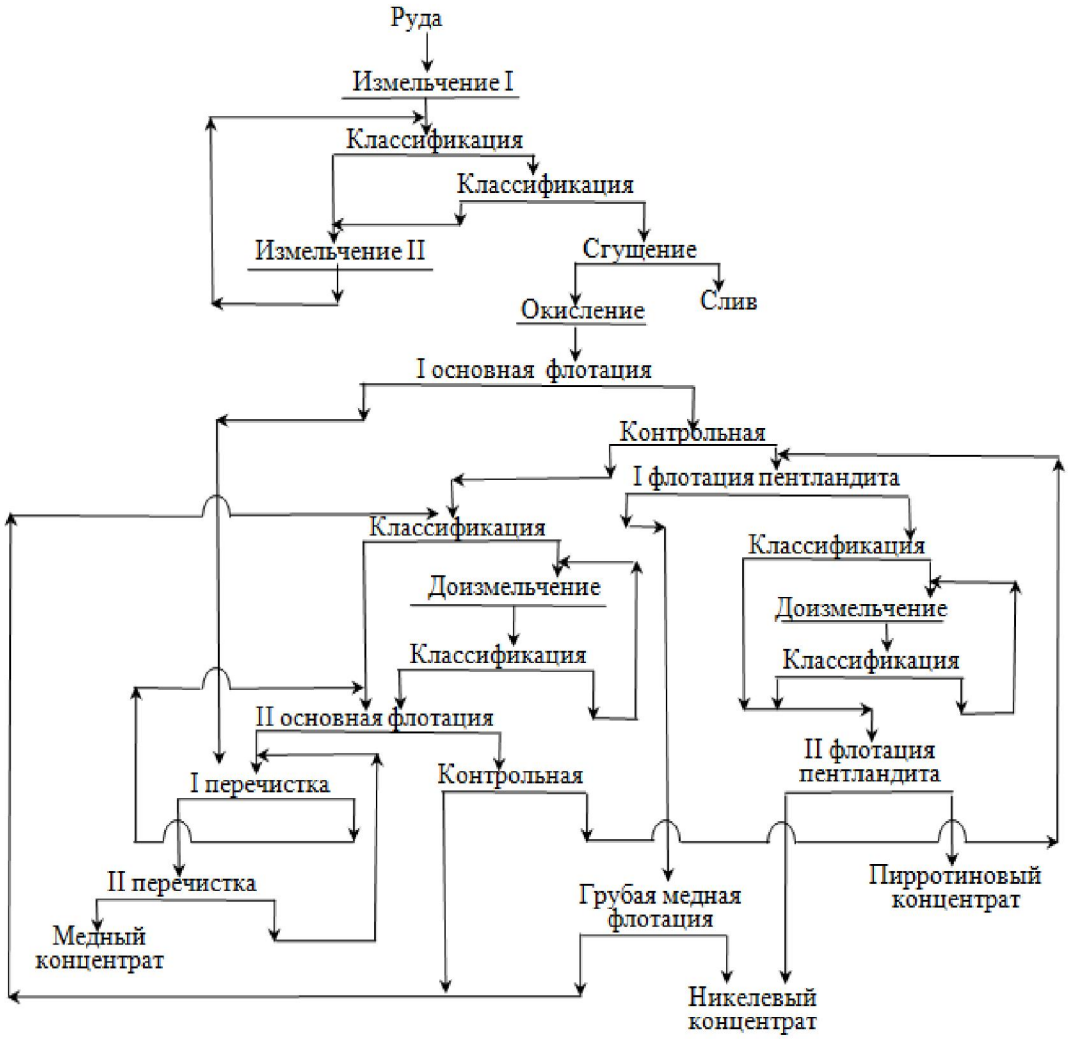


Рис. 48. Схема флотации сплошных сульфидных медно-никелевых руд

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 файнштейна. При соотношении меди и никеля больше двух коллективный концентрат селективно разделяется, если же это соотношение меньше двух, концентрат подвергается плавке с получением файнштейна, 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 свежеобнаженной поверхностью пирротина, способного к быстрому окислению. Последующая основная флотация проводится при доизмельчении хвостов межцикловой 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 прорастании (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 Протодьяконова) и трудной измельчаемостью.

Рудные минералы представлены пентландитом, никеленосным пирротином, халькопиритом, магнетитом, встречаются также виоларит и сперрилит. Сульфидный никель на 74–89 % связан с пентландитом и на 11–26 % – с пирротином. 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 срастаются между собой. В магнетите сульфидные минералы присутствуют в виде зерен размером 0,01–0,1 мм. В пирротине крупность вкрапленных зерен пентландита и халькопирита составляет 0,002–0,02 мм. Агрегаты рудных зерен почти повсеме-

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 флотируемостью сульфидов никеля и отрицательным влиянием шламов силикатных минералов. Флотируемость пентландита этих руд зависит от содержания в нем никеля и железа, с увеличением содержания которых возрастает его флотационная активность и скорость флотации. Плохо флотируется и уходит с отвальными хвостами пентландит с минимальным содержанием никеля и кобальта и повышенным содержанием железа. Наиболее труднофлотируемый никелевый минерал в рудах – легкоокисляемый моноклинный пирротин, на флотируемость 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).

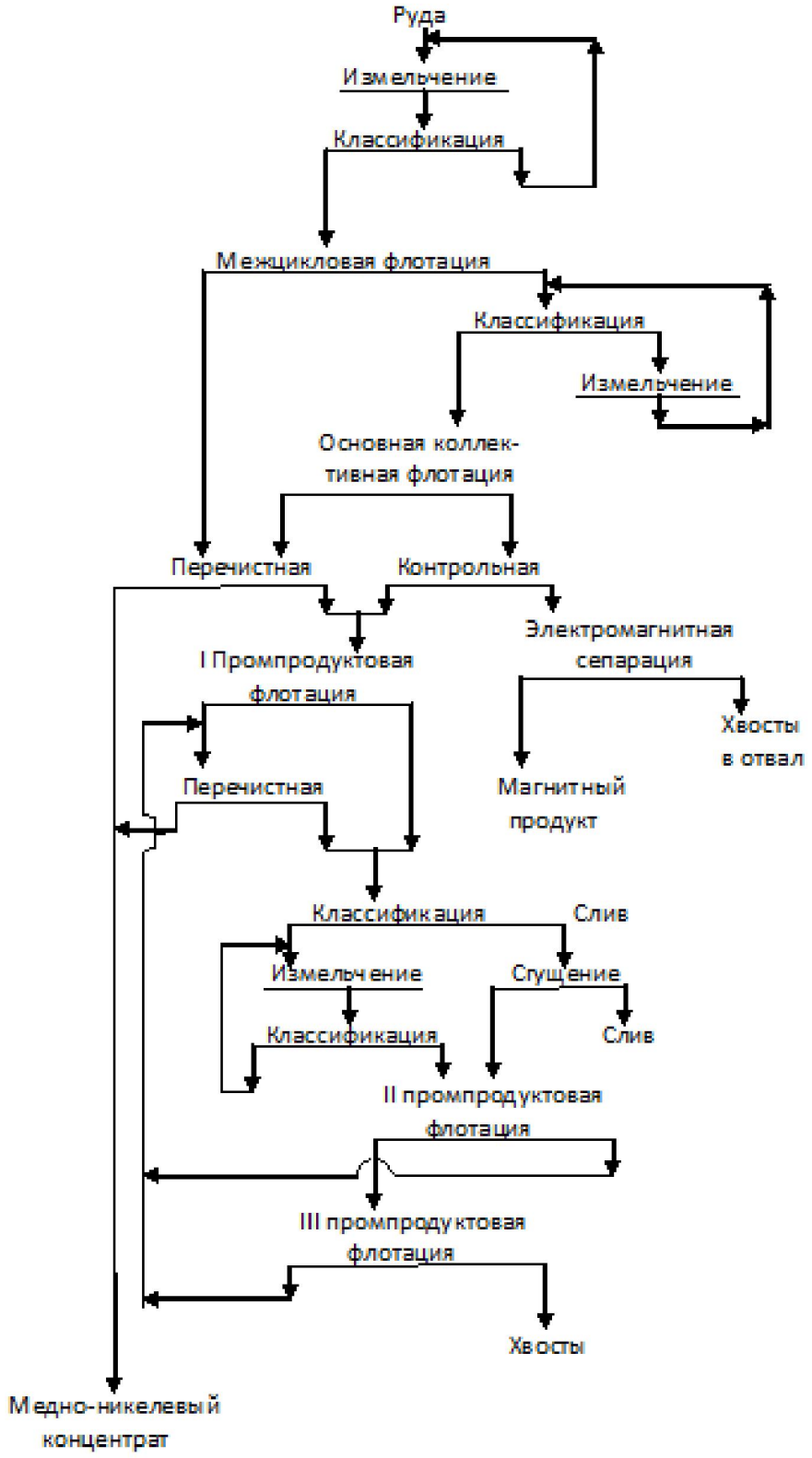


Рис. 49. Технологическая схема обогащения медно-никелевых руд на Ждановской фабрике

Хвосты межцикловой 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 перечистной 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 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.*

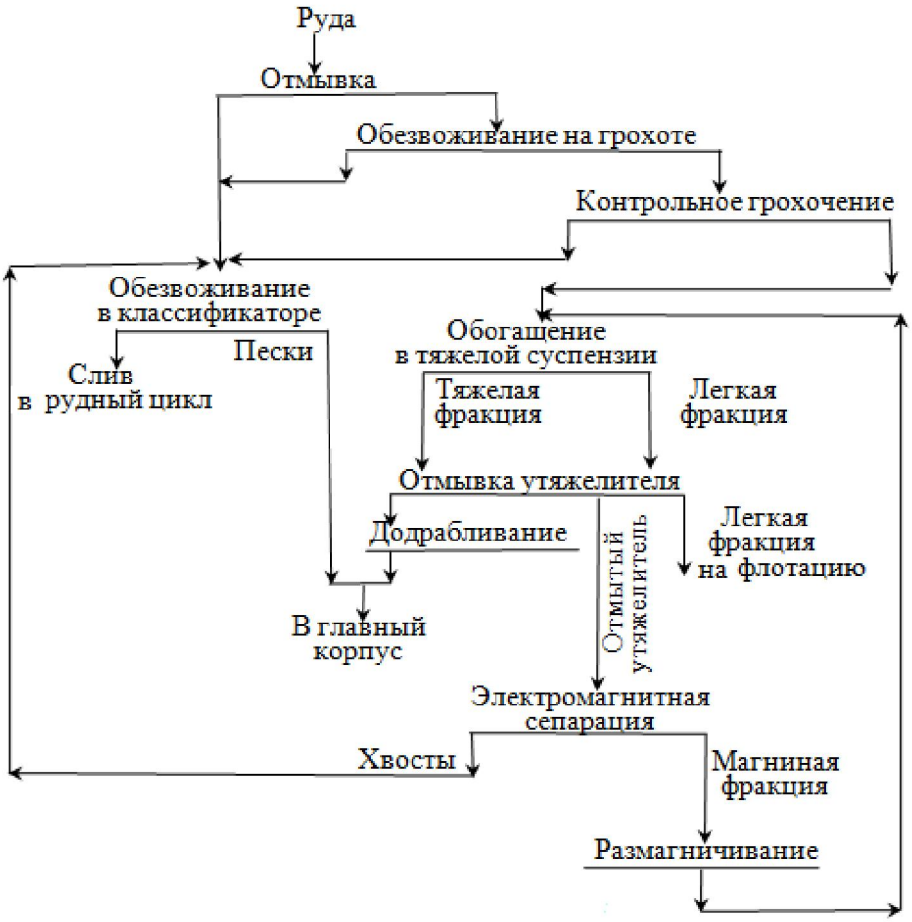


Рис. 50. Схема обогащения медно-никелевых руд в тяжелой суспензии

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/см^3. Суспензоид – гранулированный ферросилиций плотностью 6,8 г/см^3. 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 додрабливания отправляется в бункера измельчительно-флотационного цеха.