



**МОСКОВСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

РЕДАКЦИОННЫЙ

С О В Е Т

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.В. ХРОНИН

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

**ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

***ректор МГГУ,
чл.-корр. РАН***

***директор
Издательства МГГУ***

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

А.А. Абрамов

**ВЫСШЕЕ
ГОРНОЕ
ОБРАЗОВАНИЕ**

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Книга 1

**Рудоподготовка
и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo,
Cu-Mo, Cu-Zn руды**

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области горного дела в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело»



**Москва
Издательство Московского
государственного горного университета
2005**

ТОМ III

УДК 622.132.345:625
ББК 33.4
А 16

Федеральная целевая программа «Культура России (2001—2005 годы)»
подпрограмма «Поддержка полиграфии
и книгоиздания России (2002—2005 годы)»

Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением вузов
Российской Федерации по образованию в области горного дела
(письмо № 51-78/6 от 17.04.03)

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным
для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным
Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г.

Рецензенты:

- проф., д-р техн. наук *В.А. Бочаров* (Московский государственный институт стали и сплавов (Технический университет));
- проф., д-р техн. наук *И.И. Максимов* (Институт «Механобр»)

Абрамов А.А.

А 16 Технология переработки и обогащения руд цветных металлов:
Учебное пособие для вузов. В 2 кн. — М.: Издательство Московского
государственного горного университета, 2005. — Кн. 1. Рудоподготов-
ка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды. — 575 с.: ил.
ISBN 5-7418-0346-6 (в пер.)

Рассмотрены технологические свойства руд цветных металлов, современ-
ные методы совершенствования технологии и требования к их переработке,
технологии подготовки руд к обогащению и кондиционирования оборотных
вод, комплексной переработки и обогащения руд. Приведены результаты ис-
следований технологии обогащения различных типов руд, даны анализ и тео-
ретическое обоснование наиболее эффективных технологических режимов и
схем обогащения, рассмотрены пути дальнейшего совершенствования и опти-
мизации технологических процессов средствами автоматизации, а также усло-
вия повышения комплексности использования труднообогатимых руд. описа-
ны новые режимы флотации окисленных и смешанных медных руд с сульфиди-
затором и восстановителем, методы повышения качества коллективных и
селективных концентратов. Уделено внимание вопросам технологического
картирования, усреднения и предконцентрации руд, отмечены современные
тенденции в построении технологических схем рудоподготовки с учетом осо-
бенностей вещественного состава руд, достижений в области обогатительного
машиностроения, влияния крупности измельченного материала на эффектив-
ность его обогащения

А.А. Абрамов — д-р техн. наук, профессор кафедры «Обогащение по-
лезных ископаемых» Московского государственного горного университета.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение по-
лезных ископаемых» направления подготовки дипломированных специали-
стов «Горное дело». Может быть полезно инженерно-техническим работни-
кам горно-обогатительных комбинатов, проектных и научно-исследователь-
ских институтов.

УДК 622.132.345:625
ББК 33.4

ISBN 5-7418-0346-8
ISBN 5-7418-0346-6

© А.А. Абрамов, 2005
© Издательство МГГУ, 2005
© Издательство «Горная книга», 2005
© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2005

Предлагаемая книга является результатом анализа современной технологии переработки и обогащения основных типов сульфидных, окисленных и сульфидно-окисленных руд цветных металлов на фабриках бывшего СССР и зарубежных стран с учетом современных достижений науки и техники, опыта работы лучших предприятий по комплексной переработке и обогащению руд цветных металлов, современных тенденций совершенствования и оптимизации существующих технологий.

Книга включает 13 глав, в которых рассмотрены характерные технологические особенности руд цветных металлов, современные методы совершенствования технологии и требования к их переработке (гл. 1), технология подготовки руд к обогащению и кондиционирования оборотных вод (гл. 2), технология комплексной переработки и обогащения сульфидных медных, медно-пиритных и медно-магнетитовых руд (гл. 3), окисленных медных (гл. 4), молибденовых и медно-молибденовых (гл. 5), медно-цинковых (гл. 6), свинцовых и медно-свинцовых (гл. 7), цинковых и свинцово-цинковых (гл. 8), полиметаллических (гл. 9), медно-никелевых (гл. 10), кобальтсодержащих (гл. 11), висмутсодержащих (гл. 12), сурьмяных, ртутных и мышьяковых руд (гл. 13).

По каждому типу руд приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований технологии обогащения различных их разновидностей, даны анализ и теоретическое обоснование наиболее эффективных технологических режимов и схем обогащения, рассмотрены пути дальнейшего совершенствования и оптимизации технологических процессов средствами автоматизации, а также условия повышения комплексности использования труднообогатимых руд.

Впервые сделана попытка перейти от описания используемых на фабриках технологических схем к анализу и теоретическому обоснованию наиболее эффективных технологиче-

ских режимов обогащения, применяемых на современных обогатительных фабриках, с учетом особенностей вещественного состава перерабатываемых руд.

При анализе флотационных режимов использованы результаты исследований закономерностей изменения флотационных свойств разделяемых минералов в присутствии различных реагентов, а при их обосновании — разработанные к настоящему времени теоретически и экспериментально подтвержденные физико-химические модели оптимальных условий селективной флотации минералов. Такой подход позволил, кроме того, выявить некоторые новые пути совершенствования технологических режимов и рекомендовать для их оптимизации системы автоматического контроля и регулирования, основанные на применении детерминированных зависимостей между концентрациями реагентов в пульпе в оптимальных условиях коллективной и селективной флотации руд.

Рассмотрены новые режимы флотации окисленных и смешанных медных руд с сульфидизатором и восстановителем, окисленных свинцовых минералов с сульф- и оксигидрильными собирателями, прямой и обратной катионной флотации окисленных цинковых минералов, селективной и коллективной флотации и методы повышения качества коллективных и селективных концентратов. На основе закономерностей изменения флотационных свойств разделяемых минералов в присутствии различных реагентов показаны наиболее перспективные пути совершенствования существующих технологических режимов обогащения и переработки окисленных, смешанных и труднообогатимых сульфидных руд, в том числе с применением комбинированных схем. Приведены новые комбинированные схемы, включающие обжиг, выщелачивание, экстракцию или сорбцию, позволяющие повысить комплексность использования сырья, улучшить технологические показатели и экономику его переработки и обогащения.

Учитывая важное технологическое и технико-экономическое значение рудоподготовки при обогащении, в книге достаточно подробно рассмотрены вопросы технологического картирования, усреднения и предконцентрации руд, дана сравнительная характеристика процессов дробления и измельчения,

отмечены современные тенденции в построении технологических схем рудоподготовки с учетом особенностей вещественного состава руд, достижений в области обогащательного машиностроения, влияния крупности измельченного материала на эффективность его обогащения. Рассмотрение геохимических особенностей образования руд цветных металлов позволило, в свою очередь, сформулировать оптимальные условия подготовки руды и пульпы перед обогащением.

Впервые рассмотрено применение физико-химических моделей в качестве задания функциональным блокам систем автоматизации при оптимизации технологических процессов коллективной и селективной флотации для осуществления автоматического контроля и регулирования технологических процессов, обеспечения получения высокого качества продукции, снижения потерь цветных компонентов с отходами производства и повышения комплексности использования сырья в условиях полного водооборота и с учетом охраны окружающей среды.

Приведенные в книге системы автоматизации могут быть использованы также для кондиционирования оборотных вод на обогащательных фабриках с учетом физико-химического состояния применяемых процессов флотации.

Поскольку руды цветных металлов являются комплексным сырьем и источником получения не только цветных, но и редких, благородных, редкоземельных металлов, серы, бари-та, флюорита, кварца, полевых шпатов и других элементов и минералов, крайне необходимых различным отраслям народного хозяйства, особое внимание при написании книги уделено рассмотрению возможностей повышения степени комплексности использования руд цветных металлов, а именно: повышению экономической эффективности вовлечения сырья в эксплуатацию и увеличению его запасов за счет переработки забалансовых, бедных, но многокомпонентных руд; увеличению доли дополнительной прибыли, получаемой за счетпутного извлечения ценных спутников и минеральных компонентов; обеспечению потребности в минеральном сырье в других отраслях промышленности.

Достаточно подробно также рассмотрены методики фазового анализа соединений цветных металлов и исследования характера их связи между собой и с минералами породы, позволяющие определить максимально возможные показатели обогащения.

Автор выражает искреннюю благодарность совету директоров ОАО «Казцинк» Республики Казахстан за консультации по вопросам практики обогащения полиметаллических руд и оказание спонсорской помощи при подготовке к изданию данной книги.

РУДЫ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ИХ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ

1.1

**Типы руд и месторождений
цветных металлов**

1.2

**Особенности руд цветных
металлов**

1.3

**Технологические процессы добычи,
переработки и обогащения руд
цветных металлов**

1.4

**Влияние вещественного состава руд
на показатели обогащения**

1.5

**Комплексность использования сырья
в процессах добычи и обогащения руд**

1.6

**Комплексность использования сырья
при металлургическом переделе**

1.7

Охрана окружающей среды

1.1. ТИПЫ РУД И МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

К важнейшим промышленным типам медных руд относят медистые песчаники, медно-порфировые и медно-колчеданные руды.

Большая часть мировых запасов *меди* сосредоточена в *медно-порфировых месторождениях*, руды которых отличаются низким содержанием полезных компонентов (меди и молибдена), но имеют большую промышленную ценность в связи со значительными масштабами минерализации, крупными размерами рудных тел и возможностью разработки их открытым способом. Эти руды обеспечивают основную часть мировой выплавки меди и значительную долю производства молибденовых концентратов. Помимо меди и молибдена они являются также важным источником получения золота, серебра, селена, теллура и рения.

Медно-порфировые месторождения сконцентрированы в основном в Западно-Американском медно-порфировом поясе Кордильер и Анд. Наиболее крупные месторождения медно-порфировых руд сосредоточены в Чили (Чуквикамата, Эль Тениенте) и южной части Перу. Медно-порфировые месторождения известны также в других странах Латинской и Центральной Америки, США и Канаде, Казахстане (Коунрадское, Бошекульское и др.), Узбекистане (Алмалыкская группа), Армении (Каджаранское, Агарацкое, Джиндара), Филиппинах и Малайзии, Индонезии, Папуа — Новой Гвинее, Ираке, Болгарии, Югославии, Испании и других странах.

Большое промышленное значение имеют *медистые песчаники и сланцы*. Месторождения медистых песчаников представлены Джезказганским месторождением в Казахстане, Удоканским месторождением в России. Крупнейшим в мире районом развития песчаников является меденосный пояс в Африке, протянувшийся вдоль границ Заира и Замбии. Стратиформные месторождения меди известны также в Польше, Германии, США и КНР.

Важный промышленный тип — *медно-колчеданные месторождения*. Главные их компоненты — медь, цинк и сера. Обычно колчеданные месторождения характеризуются менее крупными масштабами минерализации меди, но их доля в разведанных запасах и добыче меди, особенно в России (на Урале) и Канаде, значительна. Разработка медно-колчеданных месторождений рентабельна, так как попутно с медью из руд извлекают цинк, золото, серебро, серу, железо и многие другие компоненты, стоимость которых в несколько раз превышает стоимость меди. В Канаде из медно-колчеданных месторождений получают 1/3 всех цветных металлов.

Уникальное скопление медно-колчеданных руд известно под названием Иберийского пиритового пояса. Здесь известны около 300 колчеданных месторождений. Среди них — крупнейшие колчеданные месторождения Рио-Тинто, Тарсис и Ла Царца в Испании, Санто-Доминго, Алжуштрел и Луцелло в Португалии, Бор в Югославии. Медно-колчеданные месторождения развиты также в США, на Кубе и Кипре.

Месторождения *свинца и цинка* характеризуются тем, что в состав их руд могут входить также медь, олово, сурьма, висмут, кадмий, селен, теллур, таллий, индий, золото, серебро. В связи с этим руды свинца и цинка называют полиметаллическими. Различают скарновые, метасоматические, жильные, колчеданные, стратиформные и метаморфизованные полиметаллические месторождения.

Существенные запасы разных по составу полиметаллических руд сосредоточены в Казахстане. Уникальными по запасам и качеству руд метаморфизованными свинцово-цинковыми месторождениями являются месторождения Брокен-Хилл в Австралии, Сулливан и Пайн-Пойнт в Канаде. В Японии основные запасы меди сосредоточены в колчеданных полиметаллических рудах типа «куроко». Различные по запасам месторождения свинца и цинка известны также в США (Ред Дог), Мексике, Перу, Испании и Польше.

Основу *никелевой промышленности* составляют *сульфидные медно-никелевые руды*, приуроченные к ультраосновным и основным породам, и *силикатные руды*, связанные с латеритной корой выветривания ультраосновных пород. Ценность сульфидных медно-никелевых и силикатных никелевых руд велика в

связи с попутным извлечением из этих руд кобальта, платины и других металлов. Основная часть разведанных запасов сульфидных медно-никелевых руд находится в России (на Кольском полуострове, в Восточной Сибири) и в Канаде, где расположено одно из крупнейших месторождений — Садбери. Небольшие сульфидные медно-никелевые месторождения известны в ЮАР и Австралии. В странах, расположенных в тропических и субтропических зонах, более 95 % запасов никеля заключено в силикатных рудах коры выветривания (Новая Каледония, Индонезия, Бразилия, Колумбия, Доминиканская Республика и др.). Месторождения силикатных никелевых руд известны также в Украине, России и Казахстане.

1.2. 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.

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 смесей 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 осуществить практически безотходное производство, однако возможность организации его на практике зависит также от экономических, географических, политических и других факторов, действующих в регионе.

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 — 3,5 %, 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. Производство и потребление основных цветных металлов (меди, свинца, цинка, никеля) сопровождаются непрерывным снижением их содержания в перерабатываемых рудах. Например, среднее содержание меди в медных рудах США за последние 90 лет снизилось в 10 раз и предполагалось, что к 2000 г. упадет до 0,25 %. Изменение оптимальной области экономически оправданного содержания меди в рудах показано на рис. 1.1.

Тонкая дисперсная связь ценных компонентов с вмещающими горными породами и между собой. По крупности вкрапленности различают руды: крупновкрапленные (размер включений извлекаемых минералов более 0,4 мм); средней вкрапленности (0,15—0,4 мм) и тонковкрапленные (меньше 0,15 мм). По характеру вкрапленности различают равномерно-вкрапленные, неравномерно-вкрапленные руды и руды с агрегатной вкрап-

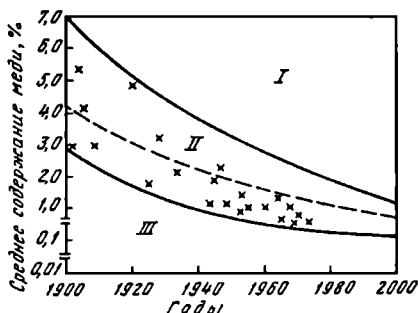


Рис. 1.1. Изменение границ неперспективной (I) и экономически неэффективной (II) областей содержания меди в рудах США, а также среднего ее содержания в экономически оптимальной (III) области за период 1900—2000 гг.

ленностью минералов. Различный характер минерализации перерабатываемых руд требует разработки более совершенной технологии рудоподготовки, применения более сложных, стадийных схем обогащения.

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.

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 считают сульфидными; если содержание сульфидных фракций основных металлов меньше 50 % — окисленными. При промежуточных содержаниях сульфидных форм основных металлов руды считаются смешанными. С увеличением степени окисления руд ухудшается их обогатимость. Причины: возрастающая сложность минерального состава руд; окисление поверхности, активация и взаимоактивация имеющихся сульфидов; многообразие и худшая флотуруемость (по сравнению с сульфидами) окисленных минералов; тесная связь окисленных минералов цветных металлов с минералами породы и между собой; резкое возрастание в рудах содержания охристо-глинистых шламов, растворимых солей и непостоянства вещественного состава руд.

Основная масса (80—85 %) цветных металлов сосредоточена в сульфидных оруденениях и сульфидные руды являются основным источником их получения. В зависимости от содержания сульфидов в руде различают вкрапленные (менее 25 % сульфидов) и сплошные (массивные) (более 50 % сульфидов) руды. Сульфидные медные руды при этом подразделяют на первичные и вторичные (в зависимости от соотношения первичных и вторичных сульфидов меди в них).

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.

Сложные горно-технологические условия залегания в недрах рудных месторождений. Месторождения руд цветных металлов отличаются обычно 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. Руды считают мягкими, если коэффициент их крепости по шкале М.М. Протодяконова не превышает 10, средними — 10—14, твердыми — 14—18, весьма твердыми — более 18. При этом средневзвешенный показатель абразивности составляет, мг: для мягких руд — до 10; для средних — 10—30; для твердых — 30—45 и для весьма твердых — более 45.

Разработка месторождений осложняется необходимостью выдачи руд по технологическим сортам. Промышленные типы руд выделяют по содержанию в них основных и сопутствующих компонентов, а также по форме рудных тел и генезису. Дальнейшее дифференцирование руд до технологических сортов, как объектов обогащения, осуществляют путем выделения подтипов и разновидностей их по степени окисленности, крупности и характеру вкрапленности рудных минералов, крепости, текстурно-структурным особенностям и другим признакам на основании результатов технологического картирования месторождения. Число технологических сортов определяет выбор способа вскрытия месторождения и системы его разработки.

Основная тенденция, характеризующая положение с сырьевой базой цветной металлургии, — обеднение руд, уменьшение крупности и усложнение характера вкрапленности ценных компонентов, увеличение степени окисления и ухудшение обогатимости руд. В эксплуатацию вовлекаются все более бедные руды, и особенно это характерно для медных руд. Например, на фабрике «Бренда» (Канада) перерабатывают руды с содержанием меди 0,2 %, «Гибралтар» (Канада) — 0,37 %, «Сиеррита» (США) — 0,32 %. В Финляндии и на Филиппинах вовлекаются в переработку бедные никелевые руды с содержанием никеля в них 0,2—0,3 %. Среди колчеданных медно-цинковых руд России и Казахстана доля труднообогатимых руд уже сейчас достигает 70—75 %.

Качественному ухудшению сырьевой базы и значительно-му увеличению требуемых капиталовложений при неминуемом росте стоимости извлекаемых из руд металлов пытаются про-тивопоставить:

- максимально возможное увеличение объема добычи и переработки руды на каждом вновь вводимом или расши-ряемом (за счет новых участков) месторождении, чтобы снизить удельные капитальные затраты и эксплуатацион-ные расходы на каждую тонну перерабатываемой руды. Для этого ведется интенсивная разработка все более круп-ного и высокопроизводительного горно-транспортного и обогащительного оборудования (экскаваторов, автосамосвалов, дробилок, мельниц, флотационных машин и др.). Производственная мощность некоторых медных горно-обогащительных предприятий составляет около 100 тыс. т/сут («Сиеррита», «Бугенвиль» и др.); проектируют и строят еще более мощные предприятия (до 150—170 тыс. т/сут) на базе месторождений Серро-Колорадо и Тенке-Фунгуруме;
- новые технологические решения по рудоподготовке и обогащению руд, более экономичные проектные и обще-инженерные решения как в комплексе рудник — фабрика, так и в комплексе рудник — фабрика — металлургический завод, чтобы снизить удельные затраты на добычу и пере-работку руды, повысить комплексность ее использования и тем самым прибыль предприятия;
- максимальное сокращение сроков разведки месторожде-ний, проектирования, строительства и пуска горно-обога-щительных предприятий с целью сокращения материальных затрат и быстрой окупаемости капиталовложений.

1.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ, ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

1.3.1. Добыча руд

Рудные месторождения, размещенные относительно близко к земной поверхности, разрабатывают открытым способом; месторождения, размещенные на значительной глубине, —

подземным способом. В настоящее время глубина открытых разработок (карьеров) составляет 150—300 м, на отдельных месторождениях она достигает 600 м и более. Подземные горные работы ведут в среднем на глубине 500 м, на отдельных рудниках — на глубине 800—1000 м. С переходом на более глубокие горизонты горно-технические условия производства горных работ резко усложняются, производительность оборудования снижается, себестоимость добытой руды повышается.

Преимущественное развитие получил открытый способ добычи рудного сырья, которому свойственны более низкие потери и разубоживание добываемых руд, чем при подземном способе, более низкая себестоимость, более высокая производительность и благоприятные условия труда. При прочих равных условиях в первую очередь в эксплуатацию вводятся месторождения, позволяющие вести разработку их открытым способом.

Несмотря на преимущественное развитие открытого способа разработки, абсолютный объем добычи на подземных рудниках также непрерывно возрастает в связи с необходимостью вовлечения в эксплуатацию месторождений, залегающих на больших глубинах. При этом все большее развитие получают три основные технологические системы разработки: с использованием самоходного оборудования; с поточным ведением работ (основаны на применении комплексов вибрационных механизмов непрерывного действия); с твердеющей закладкой выработанного пространства.

Технология с самоходным оборудованием широко применяется при различных вариантах камерно-столбовой системы для отработки мощных и средней мощности рудных тел. Создана технология горных работ, позволяющая осуществлять поточную выдачу руд из блоков с помощью комплексов вибрационного оборудования при системах принудительного этажного и подэтажного обрушения и обеспечивающая наилучшие показатели по выпуску руды из блока. Системы с твердеющей и гидравлической закладкой обеспечивают сплошную выемку запасов мощных залежей с минимальными потерями. Внедрение таких систем снижает потери и разубоживание в 3—4 раза, что компенсирует затраты на ведение закладочных работ.

С целью более полного использования запасов недр в России, Казахстане, США, Канаде, Австралии, ЮАР применяют высокоэффективный метод выемки руды горизонтальными слоя-

ми. При закладке выработанного пространства (на подземных рудниках) твердеющими смесями используют футерованные резиной или базальтом трубопроводы, срок службы которых в 50—100 раз больше, чем обычных стальных.

Важнейшее направление повышения производительности труда в условиях глубоких карьеров — переход на циклично-поточную технологию ведения горных работ, в том числе и при селективной выемке руды на добычных уступах. Интенсификация процессов добычи руды посредством применения гранулированных взрывчатых веществ в сочетании с комплексной механизацией заряжения шпуров и скважин осуществляется с учетом необходимости максимального разупрочнения горной массы при взрыве. Лучшие результаты достигаются при учете стратиграфических особенностей залегания рудных тел, оптимальном содержании газообразующих компонентов во взрывчатом веществе, соответствующем расположении взрывных скважин и расходе взрывчатого вещества. Рудник или карьер входит составной частью в единую систему управления качеством руд комплекса горный цех — обогатительная фабрика.

1.3.2. Дробление и измельчение руд

Необходимая крупность продуктов и требования к процессам дробления и измельчения. Эффективность процесса обогащения зависит от того, насколько полно при рудоподготовке удалось обеспечить отделение (раскрытие) извлекаемых минералов и преимущественное распределение их зерен по тем классам крупности, извлечение из которых гравитационными, флотационными и другими методами происходит наиболее полно.

Применительно к основному методу обогащения руд цветных металлов — флотации — конечная крупность измельчения руды или продуктов обогащения должна удовлетворять двум основным требованиям. Во-первых, необходимо, чтобы размеры зерен флотируемого минерала не превышали верхнего предела и были не меньше нижнего предела крупности, иначе невозможно эффективное их закрепление на пузырьках воздуха при флотации. Во-вторых, основная масса флотируемых минералов должна находиться в свободном виде, т. е. освобождена

из сростков с пустой породой (перед коллективной флотацией) и из сростков друг с другом (перед селективной флотацией).

В большинстве случаев не удается достигнуть полного раскрытия всех сростков, представленных обычно сростками зерен соизмеримых размеров, пленками одного минерала на поверхности зерен другого, эмульсионными включениями или прожилками одного минерала в другом и другими более сложными формами срастания минералов. При флотации приходится отделять частицы, более насыщенные включениями извлекаемого минерала, от менее насыщенных ими зерен. Поведение таких частиц при флотации оказывает весьма существенное влияние на технологические показатели (Frew and Davey, 1993).

Для полного раскрытия всех сростков потребовалось бы слишком тонкое измельчение всей руды с сильным переизмельчением минералов, что экономически и технологически нецелесообразно. Поэтому каждая руда имеет свою экономически выгодную степень измельчения. Чем выше содержание полезных минералов в руде, больше производственная мощность фабрики и крупнее вкрапленность извлекаемых минералов, тем желательнее более полное раскрытие сростков.

Для повышения эффективности измельчения и селективности раскрытия сростков минералов применяют реагенты-диспергаторы (Rusell, 1989): полимерные неорганические (полифосфаты, полисиликаты) и органические (полиакрилаты) соли щелочных металлов, дипольные органические соединения (алканамины). Такие соединения, как хромат и сульфит натрия, не только являются активаторами измельчения, но и наряду с жидким стеклом и нитратом натрия действуют как ингибиторы, уменьшающие износ дробящей среды (Ayuyala et al., 1993). В качестве активатора измельчения для сульфидных руд «Dow Chemical Company» выпускает реагент GA-4272 (Klimpel, 1988). Механизм влияния реагентов заключается (El-Shall, 1988) в изменении реологических свойств пульпы, воздействии на трещинообразование, флокулирование или диспергирование частиц, эффективность классификации.

Механизм селективного разрушения руд определяется не только состоянием границ раздела минералов, соотношением упругих и прочностных свойств раскрываемых минералов и вмещающих пород, но и видом деформаций и нагрузок, при-

кладываемых к руде в различных стадиях ее разупрочнения (Хопунов, 1987). В результате промышленных испытаний, проведенных на фабрике «Айтик», установлено, что при одинаковой степени измельчения или затратах энергии лучшее раскрытие минеральных зерен достигается в мельницах самоизмельчения, чем при измельчении со стальными шарами. При этом образуется более благоприятная для прилипания воздушного пузырька при флотации структура поверхности минеральных зерен (Forssberg et al., 1988).

Для повышения эффективности раскрытия сростков исследовались также нетрадиционные способы измельчения, например, термическая декрипитация, измельчение мощным электрическим импульсом, обеспечивающим раскрытие сростков по плоскостям срастания минералов. Недостаток таких методов заключается в сложности и дороговизне оборудования (Wills, 1989 а). Установлено, что радиационно-химическая обработка способствует повышению селективности раскрытия минералов в процессе измельчения и обеспечивает повышение извлечения свинца, цинка и драгоценных металлов на 8—10 % (Торегожин, 1990).

В условиях постоянного снижения содержания металлов в рудах и необходимости их более тонкого измельчения значение экономических факторов при рудоподготовке резко возрастает, поскольку доля дробления и измельчения в себестоимости обогащения руд составляет 65—70 %. При этом обязательными требованиями к процессам, оборудованию и схемам рудоподготовки являются: тщательный учет особенностей вещественного состава руды с целью выбора наиболее эффективного оборудования и предотвращения переизмельчения материала; осуществление нескольких технологических операций в одном агрегате высокой производительности при высокой степени сокращения крупности материала; обеспечение минимальных энергетических и материальных затрат; высокая надежность и износоустойчивость оборудования; возможность автоматизации, улучшения условий труда и охраны окружающей среды.

Сравнительная характеристика дробильно-измельчительного оборудования. Учитывая решающее влияние на снижение капитальных затрат, эксплуатационных расходов и повышение производительности труда увеличения размеров и мощности дробильно-измельчительного оборудования, к настоящему

времени освоен ряд новых машин и аппаратов, характеризующихся большой удельной производительностью и высокими технологическими показателями. Среди них конусные дробилки (эксцентрикковые) диаметром 2900 мм для крупного дробления, диаметром 3000 мм для среднего и мелкого дробления (производительностью до 10—12 млн т/год одной стандартной и до 5—6 млн т/год одной короткоконусной дробилки), дробилки типа «Жиродиск» для получения дробленого продукта крупностью –10 мм, инерционные дробилки типа КИД, обеспечивающие дробление материала от 90—100 до 8—12 мм, шаровые мельницы диаметром 6 и 7 м и мельницы для мокрого само- и полусамозмельчения диаметром 10,5—13 м.

Например, стоимость измельчения на комбинате «Печенганикель» (Россия) при установке в первой и второй стадиях измельчения шаровых мельниц «Раума-Репола» (Финляндия) диаметром 6,5 м, длиной 9,65 м и мощностью двигателя 9,65 МВт (ротором которого является барабан мельницы) сократилась на 30 %, по сравнению с мельницами обычного размера, упростился контроль и обслуживание (Wills, 1990).

Наилучшие показатели по производительности имеют крупные конусные (эксцентрикковые) и роторные дробилки (3000 т/ч), барабанные мельницы (стержневые, шаровые, самоизмельчения), обеспечивающие переработку одним агрегатом около 300 т/ч руды. Агрегаты взрывоструйного измельчения имеют производительность до 50 т/ч, струйные мельницы — до 5 т/ч. Валковые дробилки используют при переработке липких руд, ударные — для дробления небразивных руд.

Производительность дробилок и мельниц при снижении крупности дробленого или измельченного продукта уменьшается, шаровых мельниц — возрастает с уменьшением крупности исходного материала (рис. 1.2).

При стадийном дроблении и измельчении стальной средой энергозатраты минимальны. Характерные зависимости стоимости дробления, измельчения и общей стоимости рудоподготовки от крупности дробленого продукта показаны на рис. 1.3.

С уменьшением крупности дробленой руды производительность шаровых мельниц растет и стоимость измельчения уменьшается, но затраты на дробление повышаются. При определенной (оптимальной) крупности дробленой руды суммарные

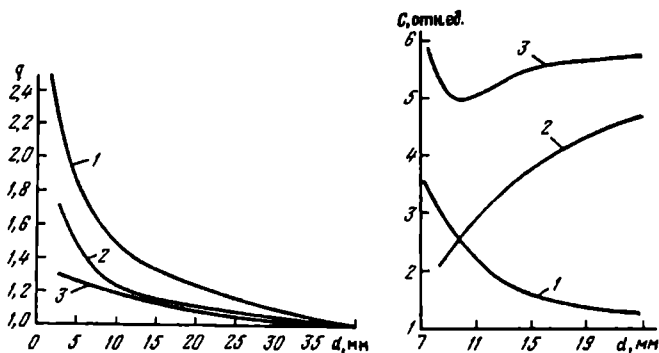


Рис. 1.2. Зависимость относительной производительности q шаровых мельниц от крупности исходного материала d для медных порфировых руд:

1 — общее увеличение производительности; 2 и 3 — увеличение производительности за счет соответственно образования готового продукта при дроблении и повышения эффективности измельчения

Рис. 1.3. Влияние крупности дробленого продукта d на относительную стоимость C дробления (1), измельчения (2) и общую стоимость дробления и измельчения (3) [по данным В.К. Захваткина, 1957]

расходы на дробление и измельчение будут минимальными. Наиболее выгодная в экономическом отношении крупность продукта сухого дробления для измельчения его в шаровых мельницах зависит от производственной мощности фабрики.

Производственная мощность фабрики,

тыс. т/сут.....	0,5	2,5	10	40
Крупность дробленого продукта, мм.....	10—15	6—12	5—10	4—8

Переход на самоизмельчение сопровождается повышением энергозатрат примерно на 10 %. Однако использование мельниц самоизмельчения позволяет заменить две стадии дробления и одну-две стадии измельчения стальной средой и за счет этого снизить эксплуатационные и капитальные затраты на 8—10 %, повысить производительность труда на 10 % при сокращении крупности материала от 300 (400) до 0,3 мм.

Снижение концентрации гидрофильных соединений железа в пульпе, по сравнению с измельчением в шаровых и стержневых мельницах, приводит к росту показателей последующей

флотации, при этом также снижается переизмельчение и улучшается раскрытие минеральных зерен (Wills, 1988 a). Однако способ рудного самоизмельчения эффективен не для всех типов руд из-за большой чувствительности к изменению физических свойств руды, необходимости во многих случаях додрабливания фракции зерен «критической крупности», добавления шаров и др. (Wills, 1988 b).

Процесс самоизмельчения выгоден, когда энергия сравнительно дешева, а мелющие тела дороги (Digre, 1988; Minerals Engineering, 1990). Сухое самоизмельчение целесообразно при последующем сухом процессе и в некоторых случаях коллективной флотации сульфидов [гидрофобность которых при сухом самоизмельчении в значительной мере сохраняется (Hoberg et al., 1985)], так как его энергоемкость выше, чем мокрого (Digre, 1988). Прямое сравнение процессов мокрого и сухого самоизмельчения показывает, что за счет экономии топлива при мокром измельчении затраты на измельчение меньше на 40 %, по сравнению с сухим методом (Minerals Engineering, 1990).

Степень сокращения крупности материала при самоизмельчении превышает 1000, тогда как при взрывоструйном измельчении она составляет 500, при измельчении в шаровых и рудно-галечных мельницах — около 100, при дроблении в роторных и инерционных дробилках — 18—20. Однако процесс самоизмельчения может быть использован для руд лишь с определенными физико-механическими свойствами. Замена шарового измельчения паро- или газоструйным измельчением вызывает увеличение энергозатрат в 1,2—1,5 раза, центробежным измельчением — в 2 раза, электрогидравлическим дроблением — в 3—4 раза.

Износ металла, футеровок и измельчающей среды при использовании шаровых мельниц составляет 1,5—1,7 кг/т, а при использовании вибрационных и планетарных мельниц — до 1,8—2 кг/т. При использовании высококачественных шаров твердостью 700 НВ и равномерной структурой по всему сечению (фирм «Армко», Италия, и «Хелипекс», Великобритания) их расход снижается в 3—4 раза. Минимальный износ (100—200 г/т) имеют мельницы самоизмельчения, струйные и взрывоструйные аппараты.

Наиболее высокий коэффициент движения (0,92—0,96) имеют шаровые и рудно-галечные мельницы. Для мельниц самоизмельчения коэффициент движения составляет 0,87—0,89, а для мельниц самоизмельчения, работающих с добавками шаров, и струйных мельниц — 0,8—0,85.

Исследуются технологии с применением мельниц с перемешиванием, включая башенную и мельницу «Nentsche» на предприятиях «Ред Дог», «Хеллиер» и «Хилтон». Фирма «МИМ Холдингс» установила башенную мельницу на фабрике «Хилтон» и более крупную мельницу тонкого измельчения на предприятии «Маунт Иза», и таким образом при переработке Pb-Zn-руд увеличилось извлечение цинка на 10 %. Две промышленные мельницы с перемешиванием используются на фабриках фирмы «Аргайл Даймонд» (Burke, 1995).

Производительность труда уменьшается при переходе от одного вида рудоподготовки к другому в следующем порядке: самоизмельчение, стадияльное дробление и измельчение стальной средой, взрывоструйное и струйное измельчение, вибрационное измельчение, электрогидравлическое дробление, центробежное измельчение.

По совокупности характеристик современному уровню требований наиболее отвечают: самоизмельчение (в том числе первичное, вторичное и взрывоструйное) и стандартные способы рудоподготовки, включающие стадияльное дробление в эксцентриковых дробилках до –12 (20) мм и измельчение в крупных шаровых мельницах. В соответствии с этим наиболее широкое развитие и применение на обогатительных фабриках получили три основных технологических направления подготовки руд цветных металлов к обогащению:

- стадияльное дробление и измельчение стальной средой;
- стадияльное дробление и рудно-галечное измельчение;
- одностадияльное первичное дробление и рудное самоизмельчение до конечной или промежуточной крупности, дополняемое в последнем случае шаровым или рудно-галечным измельчением.

Повышение эффективности работы дробильно-измельчительного оборудования. Эффективность работы дробильного оборудования повышают посредством увеличения частоты ка-

чаний дробящего конуса, создания распределителей питания дробилок мелкого дробления, совершенствования профиля дробящей камеры, механизации ремонта и обслуживания дробилок, автоматического управления их работой. Процесс дробления в дробящей камере многих конусных дробилок происходит неэффективно. Объясняется это несогласованностью размеров приемных отверстий, объемов зон дробления рабочей полости дробилок, крупности и массы продукта, поступающего в зону на дробление. На практике это приводит к неравномерной загрузке дробилок по стадиям, местному износу футеровок конусов и значительному отходу (50—70 %) их в металлический лом. Профилирование рабочей камеры дробилок в зависимости от крупности исходного и дробленого продуктов, требуемой переработки, с учетом рациональной загрузки дробилок по стадиям, и равномерное питание исходным продуктом дробящего пространства дробилок обеспечивают повышение производительности каскада дробилок на 15—20 % с одновременным снижением крупности готового продукта на 20 %, расхода брони на 30 % и электроэнергии на 20 %.

Совершенствование схем и способов *самоизмельчения* осуществляется посредством догрузки шаров в количестве 5—8 % объема мельницы, выведения из цикла классов критической крупности и использования их в качестве измельчающей среды при рудно-галечном измельчении, додрабливания этих классов в конусных дробилках. Оснащение мельниц больших размеров тихоходными низкочастотными синхронными электродвигателями позволяет снизить капитальные затраты на строительство систем электроснабжения и за счет отсутствия редукторов и других передач увеличить КПД установки на 6—8 %, а также обеспечить оптимальную частоту вращения барабана мельницы, составляющую 70—75 % критической при степени заполнения барабана 38—42 %.

Максимальная производительность мельниц рудного самоизмельчения достигается при поддержании в них объема измельчающей среды, составляющей от 25—30 % объема коротких мельниц до 40—45 % объема длинных.

При содержании в руде глинистого материала до 10 % ее целесообразно подвергнуть промывке с целью повышения эффективности процесса самоизмельчения и производительности мельниц. При высоком содержании вязкой глины отмывка необходима, так как в процессе самоизмельчения происходят

наиболее интенсивная дезинтеграция и эффективное отделение глинистых частиц от кристаллических пород.

Мокрое самоизмельчение может сопровождаться применением гравитационных методов обогащения в замкнутом цикле измельчения с выделением сравнительно крупных хвостов и получением рудной гали для вторичного измельчения.

Основное условие, обеспечивающее наибольшую эффективность рудно-галечного измельчения руды, — ускорение разгрузки из мельниц измельченного материала и уменьшение времени нахождения циркулирующей нагрузки в процессе, что достигается обычно заменой классификаторов на соответствующие грохоты в замкнутом цикле измельчения.

Рудно-галечное доизмельчение промпродуктов и концентратов позволяет, как правило, улучшить гранулометрическую характеристику измельченного продукта и эффективность последующей его селективной флотации при сокращении расхода реагентов. При доизмельчении до крупности 66—99 % $-0,074$ мм удельная производительность рудно-галечных мельниц по классу $-0,074$ мм изменяется от 0,85 до 0,22 т/(м³·ч). Расход рудной гали (средней крупностью $-100 + 50$ мм) составляет при этом 1—4 % массы измельченного материала. Регулировка крупности измельчения достигается изменением уровня загрузки галей (в пределах 35—45 % объема мельницы).

Повышение удельной производительности установленных на фабрике *шаровых и стержневых мельниц* достигается обычно за счет максимально возможного снижения крупности их питания, повышения пропускной способности, выявления оптимальной частоты вращения мельниц и оптимальной рационализованной загрузки их измельчающими телами, определения оптимальных размеров догружаемых шаров и целесообразности химических добавок — понизителей прочности материала. Так, уменьшение крупности дробленной руды с 50 до 20 мм, применение шаровых мельниц с широкой горловиной и секторной спиралью, уменьшение диаметра дробящих тел, рационализованная загрузка шаров, удлинение барабанов стержневых и шаровых мельниц на 700 мм, внедрение системы автоматического поддержания постоянства питания мельниц рудой привели к повышению производительности Балхашской фабрики на 75 % и извлечения меди на 0,8 %.

Увеличение *степени раскрытия* полезных минералов при минимальном переизмельчении их свободных зерен и минералов породы достигается в результате:

- перевода шаровых мельниц на некатарактный режим работы при доизмельчении промпродуктов и коллективных концентратов;
- установки флотоклассификаторов, монокамер, флотоотсадочных машин, гравитационных аппаратов в замкнутых циклах измельчения, осуществления флотации песков гидроциклона в машинах типа «Ским Эйр» с целью вывода из процесса раскрытых зерен полезных минералов;
- применением более эффективных классифицирующих аппаратов, например, гидроциклонов или гидроосцилляторов, имеющих более высокие эффективность классификации (в 2 раза), производительность по сливу (в 3—3,5 раза) и занимающих меньшую площадь (в 2—2,5 раза).

Совершенствование техники и технологии грохочения и классификации в циклах дробления и измельчения. В настоящее время широко применяют в промышленности вибрационные грохоты с просеивающей поверхностью площадью от 10 до 24 м²; созданы вибрационные грохоты для грохочения влажных и глинистых материалов. Наиболее простой и эффективный путь интенсификации *процесса грохочения* — применение просеивающих поверхностей из эластомеров. Использование резиновых карт, резонирующих ленточно-струнных сит, армированных резиновых карт позволяет повысить удельные показатели серийно выпускаемых вибрационных грохотов без изменения их динамических режимов в среднем в 1,5—1,6 раза, а в отдельных случаях — до 1,8—2 раза.

Характерная особенность *циклов измельчения* современных фабрик — почти полное упразднение механических классификаторов и широкое использование гидроциклонов, размеры которых с целью сохранения высокой эффективности классификации независимо от производительности фабрики не превышают 500—750 мм, а в цикле доизмельчения концентратов и промпродуктов — 250—350 мм. Совершенствование конструкции гидроциклонов (например, за счет спирального ввода питания) и расширение ассортимента новых видов износостойких материалов (керамика, специальные резины, по-

лиуретаны и др.), применение насосов с регулируемой частотой вращения и систем автоматизации позволяют значительно увеличить сроки службы гидроциклонов и технологические показатели их работы.

Для улучшения *классификации* в циклах измельчения рекомендуется:

- применять несколько гидроциклонов, установленных параллельно;
- использовать для питания гидроциклонов насосы с регулированием их оборотов;
- применять дуговые грохоты и гидроциклоны для повторной классификации пескового продукта первичных гидроциклонов с целью уменьшения содержания в этом продукте зерен флотационной крупности и их переизмельчения.

Классификацию слива мельниц рудного самоизмельчения (при измельчении до промежуточной крупности) часто осуществляют на вибрационных и других грохотах, работающих последовательно (фабрика «Лима»). Причем в циклах одностадийного рудного самоизмельчения устанавливают песковые насосы с автоматически регулируемой частотой вращения.

Грохоты тонкого грохочения, применяемые в качестве классифицирующих аппаратов, позволяют снизить ошламование полезных минералов, повысить точность разделения материала по крупности, обеспечить максимальный выход продуктивных классов крупности и за счет этого улучшить качественные и количественные показатели как измельчительных циклов, так и обогащательных операций. Все большее распространение получают грохоты «Могенсен» и дуговые грохоты (типа «Бартлес-СТ», ДСМ и «Рэпифайн»), обладающие более высокой эффективностью и меньшим забиванием ситовых отверстий (по сравнению со щелевыми), а также отдельные конструкции высокочастотных грохотов (фирм «Дорнер и Ревум», «Нейшнл Инжиниринг», США), производительность которых в 4—5 раз превышает производительность обычных грохотов.

Иногда для классификации применяют вертикальные грохоты (например, фирмы «Биндер», США), имеющие большую производительность при полном отсутствии забивания сита. Грохочение как операция классификации во II и III стадиях из-

мельчения, а также в циклах доизмельчения при разделении по крупности 0,5—0,2 мм может быть успешно осуществлено на гидравлических грохотах стационарного типа с периодическим встряхиванием сита (ГПГ-0,75 и 299ГрА, Россия). В первом из них использовано плоское сито, во втором — дуговое с центральным углом 30°. Наилучшие показатели грохочения на полиметаллических рудах получены при массовой доле твердого в питании грохота 30—40 %. Отличие гидравлических грохотов с эластичной синтетической сеткой — отсутствие каких-либо специальных устройств для очистки сита. Высокие эксплуатационные показатели их работы достигаются за счет применения в качестве просеивающей поверхности тканей сетки из синтетической монопнити, обладающей высокой эластичностью и живым сечением более 50 %, а также оригинальной конструкцией грохота, обеспечивающей быструю замену сетки. Достоинство гидравлических грохотов — возможность эффективного грохочения довольно плотных пульп с массовой долей твердого в питании до 60—65 %.

Для разделения продуктов обогащения на классы, требующие раздельной переработки, перспективны вибрационные грохоты с ситом, колеблющимся в водной среде (ГВП, Россия).

Повышение износостойкости оборудования. Для увеличения срока службы сит грохотов (в 10—30 раз) успешно применяют резиновые покрытия (например, из абразивостойкого полиуретана или полиуретановых каучуков) и резиновые сита шведских фирм «Треллеборг» и «Скега». Износостойкость футеровок спиралей классификаторов повышают за счет применения резины, полиуретана, специальных чугунов и других износостойких сплавов и материалов. Материалом насадок гидроциклонов является обычно карбид кремния.

Для футеровки барабанов мельниц на многих фабриках в странах бывшего СССР нашли применение металлические футеровки унифицированного типа, износостойкость которых выше обычных (волновых, клиновых и др.) в 1,3—1,5 раза. Для мельниц первой стадии измельчения с учетом кинетики измельчения материала и движения в них шаров разработаны футеровки ступенчатого типа. Промышленная проверка их на мельницах размером 3,2 × 3,8 м показала возможность повышения износостойкости по сравнению с унифицированными в

1,5 раза с одновременным повышением производительности и снижением энергозатрат на 5—7 % по готовому классу. Получено несколько новых сплавов для футеровки мельниц («Борфорс», «Параболлой» и др.), срок службы которых в 2—3 раза превышает срок службы чугуна «Нихард».

Опыт эксплуатации резиновых футеровок показал целесообразность их применения на рудоразмольных мельницах второй и последующих стадий измельчения диаметром до 4 м с мелющими телами менее 80 мм и частотой вращения не более 80 % критической. Температура не должна превышать 80 °С, а pH — выходить за пределы 5—12. Резиновые футеровки обеспечивают увеличение срока их службы по сравнению с металлическими в 1,2—3,9 раза, уменьшение массы футеровки в 5—6 раз, значительное снижение шума (в 2—3 раза при мокром и в 5—7 раз при сухом измельчении), снижение затрат труда при перефутеровках на 30—50 %, исключение газосварочных работ и безопасные условия труда.

1.3.3. Переработка и обогащение руд

Методы и основные направления развития технологии обогащения руд цветных металлов. Основной процесс обогащения руд цветных металлов — флотация. Широкое применение данного процесса предопределяется комплексностью сырья, тонкой вкрапленностью минералов цветных металлов, особенностями минерального и вещественного составов руд. Различия минералов по плотности, магнитным свойствам, способности к люминесценции и другие используют в технологических процессах гравитационного, магнитного обогащения и радиометрической сепарации в циклах первичного обогащения (предконцентрации) и доводки черновых концентратов цветных металлов.

В результате обогащения получают товарные концентраты и продукты, содержание металлов и вредных примесей в которых в значительной мере зависит от химического состава извлекаемых в них минералов и от характера их прораствания с другими минералами. Необходимость повышения качества концентратов и извлечения в них металлов, комплексности использования сырья и улучшения охраны окружающей среды требует дальнейшего совершенствования методов, техники и технологии переработки и обогащения руд цветных металлов.

К основным направлениям развития технологии обогащения руд цветных металлов относятся (Абрамов, 1983, 1991):

- расширение области применения методов предварительной концентрации руд с использованием процессов обогащения в тяжелых средах, отсадки и радиометрических методов обогащения (рентгенорадиометрической, рентгенолюминесцентной, радиорезонансной, гамма-абсорбционной, фотометрической сортировки и др.) с учетом совершенствования схем рудоподготовки, обеспечивающих наиболее экономически выгодное соотношение крупности продуктов дробления и измельчения;
- применение в процессе флотации новых, более экономичных, эффективных и малотоксичных флотационных реагентов, внедрение более совершенных реагентных режимов и способов интенсификации процессов флотации, а также сочетания стадийальных операций коллективной и селективной флотации;
- разработка и широкое распространение комбинированных схем, включающих или различные методы обогащения, или сочетание методов обогащения с методами пирометаллургии (особенно с операциями экстракционного и сорбционного извлечения металлов из руд и растворов, а также биологического выщелачивания металлов);
- разработка и внедрение нового, более производительного оборудования, модернизация и повышение работоспособности действующего оборудования с целью подготовки его к автоматическому управлению;
- дальнейшая автоматизация обогатительных фабрик за счет внедрения разработанных систем автоматизации на базе автоматического контроля ионного состава пульпы, вещественного состава руды и продуктов обогащения, широкого применения для управления процессами электронно-вычислительной техники.

Гравитационные методы обогащения. Наиболее широко при обогащении руд цветных металлов применяются процессы разделения в тяжелых суспензиях и отсадка, реже используются концентрация на столах и другие методы гравитационного обогащения.

Процесс разделения в тяжелых суспензиях используют в основном для предварительного обогащения (предконцентрации)

исходной руды или горной массы после крупного или среднего дробления. К настоящему времени созданы установки для тяжелосреднего обогащения руды крупностью $-150 + 6$ мм с сепаратором барабанного типа и различные конусные тяжелосредние сепараторы для обогащения руды крупностью $-100 + (6-8)$ мм.

Создаются сепараторы колесного типа производительностью 600—700 т/ч, сепараторы с внутренней регенерацией тяжелой суспензии и турбоциклоны, ведутся работы по созданию крупных автоматизированных установок, обеспечивающих стабильную плотность суспензии и высокую эффективность работы, надежных в работе грохотов и специальных насосов, предназначенных для перекачивания суспензий.

Выбор утяжелителя имеет большое значение. Наиболее часто при обогащении руд цветных металлов применяют ферросилиций плотностью 2600—3000 кг/м³. Однако крупность гранулированного ферросилиция не позволяет обычно получить кинетически устойчивую суспензию без стабилизирующих добавок. Хорошими добавками являются магнетитовый и пирротиновый концентраты. Их применение (до 60 %) в смеси с гранулированным ферросилицием позволяет получить устойчивую суспензию с хорошими реологическими свойствами и снизить на 35—40 % расходы утяжелителя. Применение в качестве утяжелителя свинцового концентрата при обогащении полиметаллических руд снижает общее извлечение свинца на 2—3 %, так как галенит быстро истирается до крупности 5—10 мкм и теряется в хвостах флотации.

Вязкость и устойчивость суспензии зависят от ее плотности, концентрации и дисперсности твердой фазы, температуры и других факторов. Основное сопротивление движению тела в структурной суспензии — ее сопротивление сдвигу; если оно менее 3 Па, то наблюдается максимальная эффективность разделения (95—98 %). Наилучшие результаты разделения в конусных тяжелосредних сепараторах обеспечиваются при полном удельном сопротивлении 0,12 т/м² (рис. 1.4).

Эффективность обогащения в барабанных и конусных сепараторах может быть повышена с помощью различных методов уменьшения структурирования суспензии. К ним относят оптимизацию соотношения ферросилиция и магнетита в утяжелителе, вибрацию, ультразвук, добавки поверхностно-активных веществ.

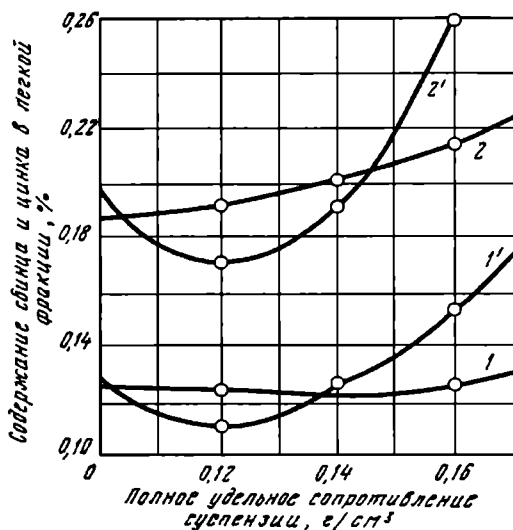


Рис. 1.4. Влияние полного удельного сопротивления суспензии на содержание свинца (1, 1') и цинка (2, 2') в легкой фракции конусных сепараторов при обогащении сульфидных (1, 2) и смешанных (1', 2') полиметаллических руд на Зыряновской фабрике

Влияние наложения поля низкочастотных колебаний на свойства тяжелой среды проявляется в значительной аномалии вязкости и частичном разрушении структуры в слое суспензии, непосредственно прилегающем к разделяемым частицам, вызывая повышение скорости их падения или всплывания при разделении. В результате этого возрастает селективность разделения и уменьшается взаимное загрязнение легкой и тяжелой фракций. Добавки реагентов-пептизаторов не только снижают сопротивление сдвигу суспензии и ее вязкость, но и повышают эффективность регенерации утяжелителя и уменьшают безвозвратные потери утяжелителя за счет увеличения эффективности его отмывки от продуктов разделения.

При разработке технологических схем обогащения в тяжелых суспензиях основное внимание уделяется обогащению труднообогатимых мелких классов в статических условиях и центробежном поле. Наиболее эффективно оно осуществляется при использовании тяжелосредных гидроциклонов и центрифуг. Новым с точки зрения аппаратного оформления процесса разделения в тяжелой суспензии мелких классов руды в цен-

тробежном поле является так называемый «вихревой процесс Дайна», осуществляемый в аппарате цилиндрического типа. Установлена эффективность его применения для разделения материала крупностью от 0,2 до 50 мм при производительности одного аппарата 10—100 т/ч. Особенность процесса — раздельный ввод в аппарат исходного материала (через загрузочный конец цилиндра) и тяжелой суспензии (через тангенциальный патрубок под давлением).

В разработанном процессе тяжелосреднего центрифугирования «Магстрим» увеличение эффективной плотности среды достигается помещением ее в магнитное поле.

Преимущество обогащения в тяжелых суспензиях в центробежном поле — возможность более четкого разделения тонкого материала, поскольку большие скорости потоков вызывают разрушение структурной вязкости и повышают стабильность суспензии при точности регулировки ее плотности до 2,5 кг/м³. Поэтому при обогащении в тяжелосредних гидроциклонах крупность материала может быть снижена до 0,5 мм, а в тяжелосредних центрифугах — до 50 мкм.

Отсадку используют для предконцентрации руд и горной массы, выделения крупновкрапленных минералов (например, свинца в виде готового концентрата), улавливания свободных зерен благородных металлов и крупных сростков их с другими минералами в цикле измельчения. Для этих целей в России применяют серийные машины ОМ, специально для отсадки крупнодробленых руд — отсадочные машины типа МО с решетом площадью от 2,5 до 24 м² с улучшенной регулировкой процесса отсадки и автоматической разгрузкой продуктов. Совершенствование машин направлено на улучшение конструкций электропневматического привода, разгрузочных устройств, обеспечение возможности осуществления более разнообразных циклов отсадки и повышение износостойкости решет в отсадочном отделении.

Концентрацию на столах используют в основном при переработке продуктов обогащения, содержащих благородные металлы. Износостойкость и эффективность работы покрытия стола повышают за счет применения новых материалов.

Щелевые концентраторы, шлюзы, короткоконусные гидроциклоны, гидроловушки и другие аппараты используют для улавливания или извлечения в отдельных циклах обогащения драгоценных металлов и платиноидов.

Магнитные методы обогащения. Используют при переработке медно-магнетитовых руд, для извлечения моноклинного пирротина из медно-никелевых руд, регенерации тяжелых суспензий, доизвлечения железосодержащих и других слабомагнитных минералов из руд или хвостов обогащения с целью повышения комплексности использования перерабатываемого сырья (Абрамов и Леонов, 1991; Jiresting and Forssberg, 1992, 1993).

Барабанные сепараторы с напряженностью магнитного поля в рабочей зоне на поверхности барабана 155—160 кА/м и производительностью по питанию от 20 до 50 т/ч предназначены для сепарации сильномагнитных руд, обезжелезнения различных материалов крупностью до 6 мм и регенерации тяжелых суспензий. Валковые сепараторы с напряженностью магнитного поля в рабочей зоне на поверхности вала 1350 кА/м и производительностью по питанию от 0,7 до 12 т/ч могут быть использованы для сухого магнитного обогащения слабомагнитных руд, доводки черновых концентратов и обезжелезнения различных материалов крупностью до 2—3 мм. Роторные сепараторы со средней магнитной индукцией (при заполнении ротора зубчатыми пластинами) от 1,1 до 1,5 Тл и производительностью по питанию от 5 до 100 т/ч пригодны для мокрой магнитной сепарации тонкоизмельченных слабомагнитных руд, материалов крупностью не более 0,8 мм.

Например, на фабрике «Гарпенберг» используется сепаратор «Аллис-Сала-ХГМС» для извлечения сфалерита из свинцового концентрата, куда он частично переходит в цикле свинцовой флотации. Это позволяет существенно повысить извлечение цинка и качество свинцового концентрата (Jiresting and Forssberg, 1992, 1993).

Радиометрические методы обогащения. Крупнопорционная сортировка руд, горной массы и вскрышных пород на радиометрических контрольных станциях (РКС) осуществляется рентгенорадиометрическим, нейтронно-активационным и фотонейтронным методами на основе измерения интенсивности первичного или вторичного излучения крупных объемов руд, загруженных в транспортные емкости (вагонетки, автомашины и др.). При этом кондиционные руды отделяют от забалансовых и пустой породы. Производительность РКС определяется в основном транспортными устройствами и может составлять тысячи тонн в час.

При радиометрической сепарации руд в операциях их предконцентрации и обогащения происходит поочередный анализ каждого куска, поэтому производительность сепараторов возрастает с увеличением и снижается с уменьшением крупности обрабатываемого материала. Крупность перерабатываемого материала составляет 10—150 мм, производительность сепараторов 20—150 т/ч. При этом широко используются сенсорные системы группы фирм «РТЗ Ор Сортирз» (США): фотометрическая с гелионеоновым лазером (модель 16), радиометрическая (модель 17), электромагнитометрическая (модель 19), ультрафиолетовая. Фирмой «Гансонз Сортекс» (Великобритания) создана серия «М» фотометрических сепараторов для сортировки материалов различной крупности, мм: -150+50 (811М); -75+30 (712М); -50+19 (711М); -35+15(1011М). В России выпускают рентгенолюминесцентные и фотометрические сепараторы, подготовлены для промышленного производства модели рентгенорадиометрического, радиорезонансного и термозлектрического сепараторов.

Флотационные методы обогащения. С применением флотации в настоящее время перерабатывают более 90 % руд цветных металлов. Совершенствование технологии флотационного обогащения осуществляется за счет внедрения новых технологических схем, реагентов, реагентных режимов и флотационных машин, применения различных видов энергетических воздействий в операциях пульпоподготовки и флотации, осуществления автоматического контроля и регулирования процессов коллективной и селективной флотации, а также кондиционирования оборотных вод и пульпоподготовки.

Схемы с предварительной коллективной флотацией всех извлекаемых ценных компонентов наиболее перспективны для бедных крупновкрапленных руд и руд с агрегатной вкрапленностью, при обогащении которых уже при грубом измельчении можно удалить в хвосты основную массу породы. Процесс коллективной флотации является в этих условиях предконцентрацией руд с минимальными затратами на измельчение и флотацию. Последующее разделение коллективного концентрата может быть осуществлено после доизмельчения его и раскрытия сростков методами селективной флотации.

К достоинствам схем с предварительной коллективной флотацией (Лениногорская фабрика и др.) относятся снижение

эксплуатационных и капитальных затрат, повышение комплексности использования сырья и качества концентратов, возможность использования оборотных вод без предварительного кондиционирования, более благоприятные условия для автоматизации технологического процесса. Недостатки схем связаны с трудностями разделения коллективных концентратов. Поэтому в настоящее время на обогатительных фабриках наиболее широко используют развитые стандартные коллективно-селективные (Карагайлинская, «Эрдэнэт» и др.) и селективно-коллективные схемы (Зыряновская и др.) флотации. Для тонковкрапленных руд с повышенным содержанием пирита, а также в случаях, когда цинк мало активирован в месторождении, наиболее целесообразны селективные схемы флотации.

Развитие всех схем идет за счет увеличения стадийности измельчения и обогащения руды, обеспечивающего наибольшее раскрытие сростков, наименьшее переизмельчение извлекаемых минералов и повышение извлечения металлов и качества концентратов. Одной из причин необходимости и эффективности стадийности измельчения сульфидных руд является селективность и последовательность раскрытия генетических разновидностей сульфидов от более поздних к более ранним генерациям (Семидалов и др., 1989).

Получает дальнейшее развитие технология (особенно для медных и медно-молибденовых руд) с грубым измельчением руд в начале процесса, межцикловой флотацией, классификацией руды на пески и шламы (с выделением в отвал тонкодисперсной фракции), доизмельчением и доизвлечением из песковой части хвостов полезных компонентов с использованием аполярных собирателей (фабрики бывшего СССР, США, Канады, Филиппин и др.). Стадийность схем обогащения обеспечивает дополнительное извлечение не только цветных металлов, но и благородных (золота, серебра, платины), редких (молибдена, рения и др.) металлов. Переход на стадийную схему измельчения и обогащения, например, на фабрике «Нью Брокен Хилл» обеспечил повышение извлечения свинца на 10 % за счет улучшения условий флотации мелких и крупных зерен свинца с выделением 70 % его в межцикловой флотации. Перефлотация песковой фракции хвостов на фабрике «Чино» позволила увеличить общее извлечение меди на 5 %.

Широкое распространение при обогащении медных, никелевых и свинцово-цинковых руд в Узбекистане (Алмалыкская

фабрика и др.), Канаде («Сулливан» и др.), Ирландии («Тайнах»), Австралии («Маунт Иза» и др.), Японии и других странах получают схемы с раздельной обработкой реагентами песковой и шламовой частей исходного питания или продуктов обогащения (концентрата, промпродукта или хвостов) и последующей раздельной или совместной их флотацией. Это позволяет полнее учесть различные физические и физико-химические свойства минералов песковой и шламовой фракций, оптимизировать их реагентную обработку и условия флотации посредством применения соответствующих типов машин. Раздельная флотация песков и шламов позволила на Квайсинской фабрике повысить извлечение цинка на 3—4 %, на Алмалыкской медной фабрике — извлечение меди на 1,5—2 %, на фабрике «Маунт Иза» — извлечение свинца на 6 %, цинка на 7,6 %.

Значительное повышение селективности и эффективности флотации достигается посредством *модификации существующих и применения новых флотационных реагентов*. Основные направления: замена токсичных реагентов на нетоксичные или менее токсичные; применение более селективно-действующих собирателей, пенообразователей, реагентов-модификаторов; изыскание реагентов, хорошо разрушающихся при химической или термической обработке, эффективных реагентов и реагентных режимов депрессии сфалерита, пирита и сульфидов меди, реагентов и реагентных режимов для флотации окисленных медных и цинковых минералов; активация реагентов путем эмульгирования аполярных реагентов, электрохимической обработки ксантогенатов, других анионных собирателей и реагентов-модификаторов (Абрамов, 1993 а).

Основные собиратели при флотации сульфидов из руд цветных металлов — ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты): этиловые, изопропиловые, изобутиловые и *n*-бутиловые (Тропман и др., 1988; Haggis, 1988; и др.). Высшие ксантогенаты применяют только при необходимости доизвлечения сростков или труднофлотируемых минеральных разновидностей металла, гидролизированные аэрофлоты — для извлечения цементной меди, меркаптаны («Палабора») — для более эффективного извлечения благородных и цветных металлов.

Аллиловые эфиры бутилксантогеновой (реагент АБ-1) и амилксантогеновой (реагент S-3302) кислот сами по себе и в сочетании с углеводородными маслами являются более сильными

собираателями молибденита, чем углеводородные масла, обеспечивая повышение извлечения меди и молибденита в коллективном цикле флотации. Основное их преимущество проявляется при разделении медно-молибденовых концентратов.

Диалкилтионокарбаматы: изопропилметилтионокарбамат (реагент ИТК) и изопропилэтилтионокарбамат (Z-200) — позволяют улучшить показатели коллективной медно-цинковой и селективной медной и цинковой флотации из пиритных руд, медно-молибденовой флотации из медных порфировых руд, медной флотации при разделении медно-никелевого файнштейна.

Реагент ИР-70 (продукт взаимодействия тиомочевины и 1,3-дихлорбутана-2) обеспечивает при флотации золотосодержащих руд аналогичные или более высокие показатели, чем бутиловый ксантогенат, при сокращении расхода собирателя в 3—6 раз. Реагент МИГ-4Э (этилвинилбутиловый эфир) при флотации полиметаллических руд, содержащих пирит и неактивированный сфалерит, может обеспечить более высокую селективность извлечения минералов серебра, золота, рения, висмута, сульфидов меди и молибдена.

При флотации барита и несulfидных минералов из хвостов сульфидной флотации, кроме oleиновой кислоты и жирно-кислотной фракции таллового масла с низким (не более 2—3 %) содержанием смоляных кислот, могут использоваться дихлоркарбоновые кислоты фракции C_{17} — C_{20} . Эффективными собирателями барита являются алкилсульфаты на основе спиртов C_{16} — C_{20} и «Аспарал-Ф» (аналог «Аэрозоля-22»). Для доизвлечения окисленных минералов меди предлагают реагент ИМ-50 (смесь алкилгидроксамовых кислот C_7 — C_9).

В качестве пенообразователей на обогатительных фабриках применяют в основном МИБК (метилизобутилкарбинол), реагенты Т-80 (смесь спиртов пиранового и диоксанового ряда с некоторыми гликолями), ОПСБ (смесь монобутиловых эфиров полипропиленгликолей), сосновое масло. На отдельных фабриках используют также циклогексанол, реагент Д-3 (диметилфталат), ТЭБ (триэтоксипутан) и другие на основе оксиэтилена и оксипропилена. Из новых пенообразователей, рекомендованных к внедрению при флотации медно-молибденовых и медно-никелевых руд, наиболее перспективны реагенты ВГ-3 (из класса полигликолей) и МП (из класса пиразо-

лов). По пенообразующей способности ВГ-3 превосходит реагент ОПСБ, а МП идентичен реагенту МИБК. Замена реагента ОПСБ на ВГ-3 позволяет в ряде случаев повысить извлечение молибдена в коллективный медно-молибденовый и конечный молибденовый концентраты; при совместном использовании реагентов МП и МИБК — увеличить извлечение меди в медный концентрат и снизить потери в него никеля при обогащении медно-никелевых руд.

Новые реагенты-депрессоры — реагенты МФТК (тиокарбамат низкомолекулярных органических соединений) и ИМД-10 (продукт взаимодействия сернистого натрия с треххлористым фосфором). Первый из них оказался наиболее эффективным при разделении медно-молибденовых концентратов (Городецкая и др., 1988), второй — в цикле десорбции ксантогената с поверхности коллективных концентратов.

Экономическая эффективность обогащения руд цветных металлов возрастает при использовании не только новых реагентов, но и за счет *совершенствования действующих и освоения новых технологических режимов селективной флотации.*

Неустойчивость в промышленных условиях многих разработанных и весьма эффективных в лабораторных условиях реагентных режимов (в том числе бесцианидных) обусловлена большой их чувствительностью даже к небольшим изменениям вещественного состава сырья и ионного состава пульпы. Поэтому условиями внедрения новых и повышения эффективности существующих режимов селективной флотации (в условиях возрастающих колебаний состава перерабатываемых руд) являются автоматический контроль и регулирование расхода реагентов по ионному составу пульпы в соответствии с количественными зависимостями, получаемыми в результате термодинамического анализа и физико-химического моделирования механизма действия реагентов в условиях разработанного или используемого процесса флотации (Абрамов и др., 1977; Jones, 1991; и др.).

Существенное повышение эффективности флотационного процесса может быть достигнуто за счет интенсификации процесса путем использования электрохимической, ультразвуковой и радиационной обработки пульпы и реагентов, применения добавок аполярных масел, сочетания собирателей (например, ксантогенатов и дитиофосфатов) с различной длиной