

А. А. АБРАМОВ С. Б. ЛЕОНОВ

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Допущено

Государственным комитетом СССР

по народному образованию

в качестве учебника для студентов вузов,

обучающихся по специальности

"Обогащение полезных ископаемых"



МОСКВА "НЕДРА" 1991

ББК 33.4

А 16

УДК [622.7.01 : 622.34](075.8)

Рецензенты: кафедра обогащения полезных ископаемых Ленинградского горного института; д-р техн. наук *В. А. Конев*

Абрамов А. А., Леонов С. Б.

А 16 Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов.— М.:

Недра, 1991.— 407 с.: ил.

ISBN 5-247-01957-1

Рассмотрены современные технологические схемы рудоподготовки и комплексной переработки руд цветных металлов с учетом особенностей их вещественного состава. Описана технология обезвоживания в условиях полного водооборота, изложены особенности организации производства и управления процессами с применением современных средств. Приведены экономические показатели обогащения на фабриках. Показаны перспективы развития техники и технологии комплексной переработки руд.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

А $\frac{2504000000-427}{043(01)-91}$ 171-91

ББК 33.4

ISBN 5-247-01957-1

© А. А. Абрамов, С. Б. Леонов, 1991

Среди дисциплин, изучаемых студентами специальности «Обогащение полезных ископаемых» особое значение имеет технология комплексной переработки и обогащения различных типов минерального сырья, в том числе руд цветных металлов.

Руды цветных металлов являются комплексным сырьем и источником получения не только цветных, но и редких, благородных, редкоземельных металлов, серы, барита, флюорита, кварца, полевых шпатов и других элементов и минералов, крайне необходимых различным отраслям народного хозяйства. Они перерабатываются на многих обогатительных фабриках. Комплексность и экономическая эффективность их использования определяются эффективностью технологии их обогащения, совершенствованию и интенсификации которой в СССР и за рубежом уделяется большое внимание.

Однако в отечественной и зарубежной литературе не приводится обобщенных данных по обоснованию выбора технологии рудоподготовки и обогащения руд цветных металлов с учетом особенностей их вещественного состава, достижений в области обогатительного машиностроения и влияния крупности измельчаемого материала на эффективность обогащения, осуществлению автоматического контроля и регулирования технологических процессов, обеспечению получения высокого качества продукции, снижению потерь цветных компонентов с отходами производства и повышению комплексности использования сырья в условиях полного водооборота и охраны окружающей среды.

При подготовке учебника авторский коллектив попытался решить эти задачи.

В книге обобщены и систематизированы опубликованные к настоящему времени материалы по технологии обогащения руд цветных металлов с учетом современных достижений обогатительной науки и техники, опыта работы лучших предприятий по комплексной переработке и обогащению руд цветных металлов, современных тенденций совершенствования и оптимизации существующей технологии обогащения на обогатительных фабриках. Приведены результаты теоретических и экспериментальных исследований технологии обогащения различных типов первичных, окисленных и смешанных руд цветных металлов, даны анализ и теоретическое обоснование наиболее эффективных технологических режимов и схем обогащения, рассмотрены пути совершенствования технологии рудоподготовки, предконцентрации, обогащения руд и их оптимизации средствами автоматизации, а также условия повышения комплексности использования труднообогатимых руд применением комбинированных схем переработки. Приведены новые комбинированные схемы, включающие обжиг, выщелачивание, экстракцию или сорбцию, позволяющие существенно повысить комплексность

использования сырья, улучшить технологические показатели и экономику его переработки и обогащения.

Учебник составлен в соответствии с учебной программой дисциплины «Технология обогащения руд цветных металлов» для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности 0903 «Обогащение полезных ископаемых».

Предисловие и гл. 1—11 написаны проф., д-ром техн. наук А. А. Абрамовым, гл. 12—15 — проф., д-ром техн. наук С. Б. Леоновым.

Часть I

СЫРЬЕВАЯ БАЗА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

ЧАСТЬ I. СЫРЬЕВАЯ БАЗА НЕЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

1. ТИПЫ РУД И МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Производство цветных металлов (медь, свинец, цинк, никель) непрерывно растет и ожидается, что в 2000 г. оно превысит уровень 1970 г. в 2,5—3 раза, а масса добываемой руды, с учетом ее обеднения, увеличится в 4—5 раз. Развитие производства цветных металлов обеспечивается запасами их руд, по которым Советский Союз занимает одно из первых мест в мире.

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

Большая часть мировых запасов меди сосредоточена в медно-порфировых месторождениях, руды которых отличаются высоким содержанием полезных компонентов (меди и молибдена), 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. В СССР медно-порфировые месторождения расположены в Казахстане (Коунрадское, Щекунское и др.), Западном Тянь-Шане (Алмалыкская группа), Армении (Каджаран, Агарак, Джиндара). За рубежом медно-порфировые месторождения сконцентрированы в основном в Западно-Американском медно-порфировом поясе Кордильер и Анд. Наиболее крупные месторождения медно-порфировых руд сосредоточены в Чили (Чукикатама, Эль Тениенте) и южной части Перу. Медно-порфировые месторождения известны также в других странах Латинской и Центральной Америки, США и Канаде, Филиппинах, Малайзии, Индонезии, Папуа-Новой Гвинее, Ираке, Болгарии, Югославии, Испании и других странах.

Большое промышленное значение имеют медистые песчаники и сланцы. *Стратиморфные месторождения* медистых песчаников в СССР представлены Джезказганским месторождением в Центральном Казахстане и Удоканским месторождением в Восточной Сибири. Руды Джезказганского месторождения кроме

меди содержат также свинец, цинк и другие примеси. Руды Улан-Удэнского месторождения — практически мономинеральные (медные). Перспективы развития этого месторождения связаны с эксплуатацией Байкало-Амурской магистрали. Месторождения медистых песчаников известны также в Средней Азии, Алтае-Саянской области, на Мангышлаке и в других районах. За рубежом одним из крупнейших в мире районов развития медистых песчаников является меденосный пояс в Африке, протянувшийся вдоль границ Заира и Замбии. Стратиморфные месторождения меди известны также в Польше, Германии, США, 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 СССР (на Урале) и Канаде, значительна. Разработка медно-колчеданных месторождений рентабельна, так как попутно с медью из руд извлекаются цинк, золото, серебро, сера, железо и многие другие компоненты. Стоимость которых в несколько раз превышает стоимость меди. В Канаде из медно-колчеданных месторождений получают $\frac{1}{3}$ 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 Ля-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.

Скарновые месторождения свинца и цинка выявлены на Дальнем Востоке (Дальнегорское), Центральном Казахстане (Кызыл-Эспе, Аксоран и др.), в Средней Азии (Алтын-Топкан, Кансай-Ата и др.), а метасоматические — в Средней Азии и Восточном Забайкалье (Благодатское, Екатерино-Благодатское). Известен ряд жильных месторождений. Наиболее значительными из них являются месторождения Садон и Згид в Горной Осетии (Кавказ). На территории Рудного Алтая, Центрального Казахстана, Узбекистана, Бурятии, Восточного Кавказа находятся колчеданные полиметаллические месторождения. Ряд месторождений в Казахстане (Караулы), Узбекистане, Киргизии относятся к стратиморфным, а Горно-Алтайское месторождение в Енисейском крае, Холодинское и другие в Северном Прибайкалье — к метаморфизованным месторождениям.

Свинцово-цинковая промышленность СССР основана на комплексной переработке разных по составу полиметаллических руд. Существенные их запасы сосредоточены в Казахстане, где производится более 70 % свинца и 50 % цинка в стране. За рубежом 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, 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. Советский Союз является одной из немногих стран, в которых развито производство никеля. Сырьем являются сульфидные медно-никелевые руды Кольского полуострова и Восточной Сибири. На Украине, Урале и в Казахстане известны месторождения силикатных никелевых руд. Ценность сульфидных медно-никелевых и силикатных никелевых руд велика в связи с попутным извлечением из этих руд кобальта, платины и других металлов. За рубежом основная часть разведанных запасов сульфидных медно-никелевых руд находится 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.)

§ 1.2. ХАРАКТЕРИСТИКА РУД

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

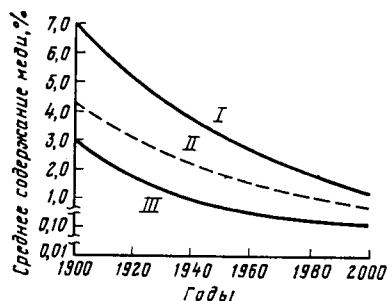


Рис. 1.1. Изменение границ неперспективной (I) и экономически неэффективной (III) областей содержания меди в рудах США, а также среднего его содержания в экономически оптимальной (II) области за период 1900—2000 гг.

соотношении. Существующий уровень технологии переработки и обогащения руд цветных металлов позволяет осуществить практически безотходное производство, однако возможность организации его на практике зависит также и от экономических, географических, ведомственных и других факторов, действующих в регионе.

Низкое содержание цветных металлов в рудах. Среднее содержание меди в медно-порфирированных 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. Содержание сопутствующих металлов при этом оцениваются обычно сотыми и тысячными долями процента. Руды месторождений СССР по содержанию свинца и цинка примерно в 2 раза беднее канадских и австралийских, по содержанию меди примерно равны, а содержание никеля в сульфидных рудах выше, чем за рубежом.

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. Непрерывный 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 снизилось в 10 раз и составляет в настоящее время около 0,4 %, а к 2000 г. упадет до 0,25 %. Изменение оптимальной области экономически оправданного содержания меди в рудах при этом 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 минералом более 0,4 мм); средней вкрапленности (0,15—0,40 мм) и тонковкрапленные (меньше 0,15 мм). По характеру вкрапленности различают равномерно вкрапленные, неравномерно вкрапленные руды и руды с агрегатной вкрапленностью минералов. Различный характер минерализации перерабатываемых руд требует разработки более совершенной технологии рудоподготовки, применения более сложных, стадийных схем обогащения. Как правило, отечественные руды отлича-

ются более тонкой вкрапленностью минералов и более сложным минеральным составом, что существенно ухудшает их обогатимость.

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

Основная масса (80—85 %) цветных металлов сосредоточена в сульфидных оруднениях и сульфидные руды являются основным источником их производства. 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 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. Протодьяконова не превышает 10; средними (10—14); твердыми (14—18); весьма твердыми (более 18). При этом средний взвешенный показатель абразивности составляет, мг: до 10 для мягких; 10—30 для средних; 30—45 для твердых и более 45 для весьма твердых.

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. Дальнейшее дифференцирование руд до технологических сортов, 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 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 в СССР и за рубежом, — обеднение руд, уменьшение крупности и усложнение характера вкрапленности ценных компонентов, увеличение степени окисления и ухудшение обогатимости руд.

Ввод в эксплуатацию новых месторождений, значительная часть которых находится в малоосвоенных районах Сибири, Дальнего Востока и Казахстана: медного Удоканского, свинцово-цинковых Горевского и Озерного, полиметаллического Филизчайского, барито-свинцово-цинкового Жайремского и других месторождений существенно увеличит долю труднообогатимых, в том числе окисленных и смешанных медных и особенно свинцово-цинковых руд. Среди колчеданных медно-цинковых руд Урала, Кавказа и Казахстана доля труднообогатимых руд уже сейчас достигает 70—75 %. В ближайшее время примерно вдвое увеличится доля тонковкрапленных руд, для которых необходимое измельчение перед флотацией составляет 85—100 % — 0,074 мм; уменьшится содержание ценных компонентов в перерабатываемых рудах. За рубежом в эксплуатацию также 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» — с содержанием 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 %.

Качественному ухудшению сырьевой базы и значительному увеличению требуемых капиталовложений, при неминуемом росте стоимости извлекаемых из руд металлов, пытаются противопоставить:

максимально возможное увеличение объема добычи и переработки руды на каждом вновь вводимом или расширяемом

(за счет новых участков) месторождений, чтобы снизить удельные капитальные затраты и эксплуатационные расходы на каждую тонну перерабатываемой руды и тем самым, в какой-то мере, компенсировать ее обеднение. Для этого ведется интенсивная разработка, освоение машиностроительной промышленностью и быстрое внедрение все более крупного и высокопроизводительного горно-транспортного и обогащательного оборудования (экскаваторов, автосамосвалов, дробилок, мельниц, флотационных машин и др.). Производственная мощность некоторых зарубежных медных горно-обогащательных предприятий составляет около 100 тыс. т/сут («Сиеррита», «Бугенвиль и др.»); проектируются и строятся еще более мощные предприятия (до 150—170 тыс. т/сут) на базе месторождений Серро Королано и Тенке-Фунгуруме;

новые технологические решения по рудоподготовке и обогащению руд, более экономичные проектные и общетехнические решения как в комплексе «рудник—фабрика», так и в комплексе «рудник—фабрика—металлургический завод», чтобы снизить удельные затраты на добычу и переработку руды, повысить комплексность ее использования и тем самым прибыль предприятия; максимальное сокращение сроков разведки месторождений, проектирования, строительства и пуска горно-обогащательных предприятий, с целью сокращения материальных затрат и быстрой окупаемости капиталовложений.

ГЛАВА 2. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ, ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

§ 2.1. ДОБЫЧА РУД

Низкое содержание цветных, редких и драгоценных металлов в рудах предопределяет необходимость добычи и переработки больших объемов горной массы. Если для выплавки 1 т чугуна требуется в среднем добыть 2—3 т руды, то для получения, например, 1 т меди необходимо доставить на обогащательные фабрики более 200 т руды. Поэтому уже в настоящее время в СССР ежегодно для обеспечения заданных объемов производства цветных металлов необходимо добывать и перерабатывать до 2,5 млрд. т горной массы. В связи с тенденцией обеднения исходного сырья темпы роста добычи горной массы значительно опережают темпы роста производства цветных металлов.

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 ведутся 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.

В цветной металлургии 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, основанные на применении комплексов вибрационных механизмов непрерывного действия;

- с твердеющей закладкой выработанного пространства.

Технология с самоходным оборудованием получила широкое применение при различных вариантах камерно-столбовой системы на рудниках Джезказганского, Ачисайского и Норильского комбинатов. 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 (Зыряновский, Текелыйский и другие комбинаты). 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.

Технология ведения горных работ в странах с развитой добывающей промышленностью как на карьерах, так и на подземных рудниках не отличается от отечественной. С целью более полного использования запасов недр в СССР, США, Канаде, Австралии и ЮАР применяют высокоэффективный метод выемки руды горизонтальными слоями. При закладке выработанного пространства (на подземных рудниках) твердеющими смесями используют футерованные резиной или базальтом трубопроводы, срок службы которых в 50—100 раз больше, чем у обычных стальных.

Важнейшее направление повышения производительности труда в условиях глубоких карьеров — переход на циклично-точную технологию ведения горных работ, в том числе и при селективной выемке руды на добычных уступах. Интенсификация процессов добычи руды применением гранулированных взрывчатых веществ в сочетании с комплексной механизацией зарядания 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.

§ 2.2. 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, за пределами которых невозможно эффективное их закрепление на пузырьках воздуха и флотации. Во-вторых, необходимо, чтобы основная масса флотируемых минералов находилась в свободном виде, т. е. была 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 сростания минералов. При флотации приходится отделять частицы более насыщенные включениями извлекаемого минерала от менее насыщенных ими зерен. 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.

В условиях постоянного снижения содержания металлов в рудах и необходимости их более тонкого измельчения роль 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 энерго-материалозатрат; 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 (ККД-1500/270) для крупного дробления, диаметром 3000 мм для среднего (КСД-3000Т) и мелкого (КМД-3000Т) 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 — 10 мм, инерционные дробилки (КИД-1750 и КИД-2200), обеспечивающие дробление материала от 90—100 до 8—12 мм, шаровые мельницы диаметром 6 м (МШР-6000 × 8000) и 5,5 м (МШЦ-5500 × 6500), объемом соответственно 190 м³ и 140 м³, мельницы для мокрого само- и полусамозмельчения диаметром 10,5 м (ММС-10500 × 3800 и ММС-10500 × 5000) и объемом соответственно 300 и 350—400 м³. Разработаны конструкции шаровых мельниц: МШЦ-6000 × 8500 и МШЦ-7000 × 9000 диаметром соответственно 6 и 7 м, объемом 220 и 320 м³.

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 взрывно-струйного 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, ша-

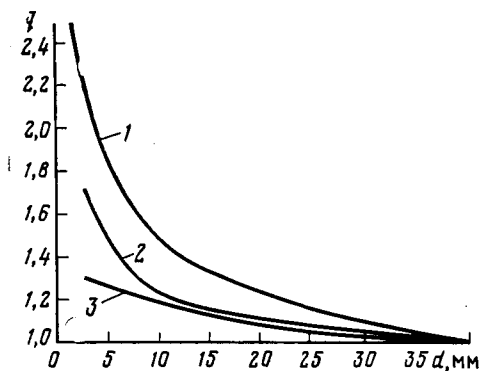


Рис. 2.1. Зависимость относительной производительности q шаровых мельниц от крупности исходного материала d для медных порфириновых руд:

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

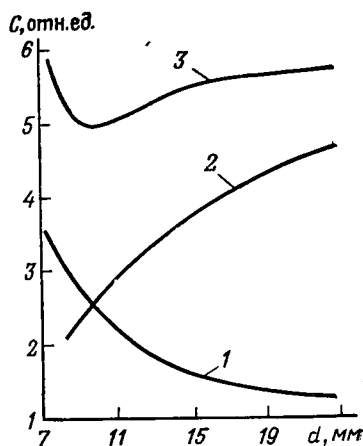


Рис. 2.2. Влияние крупности дробленого продукта d на относительную стоимость C дробления (1), измельчения (2) и общую стоимость дробления и измельчения (3) (по данным В. К. Захваткина)

ровых мельниц — возрастает с уменьшением крупности исходного материала (рис. 2.1).

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. 2.2.

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 расходы на дробление и измельчение будут минимальными. Наивыгоднейшая 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 в 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 круп-

ности материала от 300 (400) до 0,3 мм. Степень сокращения крупности материала при этом превышает 1000, тогда как при взрывно-струйном измельчении она составляет 500, при измельчении в шаровых и рудногалечных 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 1,5—1,2 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 «Хелипебс», Великобритания) расход шаров снижается в 3—4 раза. Минимальный износ (100—200 г/т) имеют мельницы самоизмельчения, струйные и взрывно-струйные аппараты.

Наиболее высокий коэффициент движения (0,92—0,96) имеют шаровые и рудногалечные 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.

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

По совокупности характеристик современному уровню требований наиболее отвечают: самоизмельчение (в том числе первичное, вторичное и взрывно-струйное самоизмельчение) 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 рудногалечное измельчение;

- одностадияльное первичное дробление и рудное самоизмельчение до конечной или промежуточной крупности, дополняемое в последнем случае шаровым или рудногалечным измельчением.

Повышение эффективности работы дробильно-измельчительного оборудования. Повышения эффективности работы дробильного оборудования достигают увеличением частоты качаний дробящего конуса, созданием распределителей питания дробилок мелкого дробления, совершенствованием профиля дробящей ка-

меры, механизацией ремонта и обслуживания дробилок, автоматическим управлением их работы. 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 обеспечивает 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 догрузкой шаров в количестве 5—8 % объема мельницы, выведением из цикла классов критической крупности и использования их в качестве измельчающей среды при рудногалечном измельчении, додраблывания этих классов в конусных дробилках. Оснащение мельниц больших размеров тихоходными низкочастотными синхронными электродвигателями позволит снизить капитальные затраты на строительство систем электроснабжения, за счет отсутствия редукторов и других передач увеличить КПД установки на 6—8 %; 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 обязательна, так как в процессе самоизмельчения происходит 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 рудногалечного 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.

Рудногалечное 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 рудногалечных 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 рационазированной загрузки их измельчающими телами, определения оптимальных размеров догружаемых шаров и целесообразности химических добавок — понизителей прочности материала. Так, уменьшение крупности дробленой руды от 40—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 привело к повышению производительности Балхашской фабрики на 75 % и извлечения меди на 0,8 %.

Увеличение степени раскрытия полезных минералов при минимальном перенемлении их свободных зерен и минералов породы достигается на фабриках:

переводом шаровых мельниц на некатарактный режим работы при доизмельчении промпродуктов и коллективных концентратов;

установкой флотоклассификаторов, монокамер, флотоотсадочных машин, гравитационных аппаратов в замкнутых циклах измельчения, осуществлением 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. К настоящему времени широко применяют в промышленности вибрационные грохота с просеивающей поверхностью площадью 10; 12,5; 15 и 21 м²; начато производство крупных грохотов универсального применения с площадью рассева 18 м² (ГСТ-81Р) и 24 м² (ГИСТ-82); создан вибрационный грохот для грохочения влажных и глинистых материалов. Наиболее простой и эффективный путь интенсифика-

ции процесса грохочения — применение просеивающих поверхностей из эластометров. Использование резиновых карт Механобра, прокатных сит ВНИПИИстромсырье, резонирующих ленточно-струнных сит ИГТМ АН УССР, армированных резиновых карт МГИ 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, полиуретаны 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 грохота 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 «Пима»). При этом в циклах одностадийного рудного самоизмельчения устанавливают песковые насосы с автоматически регулируемой частотой вращения.

Грохота 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 грохота (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», «Нейшл Инжиниринг», США), производитель-

ность которых в 4—5 раз превышает производительность обычных грохотов.

Иногда для классификации применяют вертикальные грохота (например, фирмы «Биндер», США), имеющие большую производительность при полном отсутствии забивания сита. Грохочение, как операция классификации во II и III стадии измельчения, 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). 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 грохота с ситом, колеблющимся в водной среде (ГВП с ситами площадью 1,5 и 6 м²).

Повышение износостойкости оборудования. Для увеличения срока службы сит грохотов (в 10—30 раз) успешно применяют резиновые покрытия (например, из абразивностойкого полиуретана или полиуретановых каучуков) и резиновые сита шведских фирм «Треллеборг» и «Скега». Износостойкость футеровок спиралей классификаторов повышают за счет применения резины, полиуретана, чугунов типа ИЧХ28Н2 и ВУ-4 (И4Х12Г5) и других износостойких сплавов и материалов. Материалом насадок гидроциклонов является обычно карбид кремния.

Для футеровки барабанов мельниц на многих фабриках в СССР нашли применение металлические футеровки унифицированного типа, износостойкость которых выше обычных (волновых, клиновых и др.) в 1,3—1,5 раза. Для мельниц I 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. За рубежом получено несколько новых сплавов для футеровки мельниц (Бофорс, 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 трудозатрат при перефутеровках на 30—50 %, исключение газосварочных работ и безопасные условия труда.

§ 2.3. ПЕРЕРАБОТКА И ОБОГАЩЕНИЕ РУД

Методы и основные направления развития технологии обогащения руд цветных металлов. Минералы руд цветных металлов различаются по своим магнитным свойствам, способностью к люминесценции и т. д. Все эти различия используют в технологических процессах гравитационного, магнитного обогащения и радиометрической сепарации в циклах первичного обогащения (предконцентрации) и доводки черновых концентратов цветных металлов. Однако 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.

В условиях постоянного ухудшения качества руд цветных металлов и необходимости их комплексного использования значение обогатительного передела непрерывно возрастает.

В результате обогащения получают концентраты и промежуточные продукты, требования к которым определяются ГОСТами или технологическими условиями. Содержания металлов и вредных примесей в получаемых концентратах и продуктах при этом в значительной мере зависят от химического состава извлекаемых в них минералов и от характера их прорастания с другими минералами. Необходимость повышения качества концентратов и извлечения в них металлов, комплексности использования сырья и улучшения охраны окружающей среды требуют дальнейшего совершенствования методов, техники и технологии переработки и обогащения руд цветных металлов, повышения технического уровня обогатительных фабрик. Основные направления развития технологии обогащения руд цветных металлов:

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, обеспечиваю-

ших 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 пиро- и гидрометаллургии (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 широкое применение при обогащении руд цветных металлов нашли процессы разделения в тяжелых суспензиях и отсадка, реже используются концентрация на столах и другие методы гравитационного обогащения.

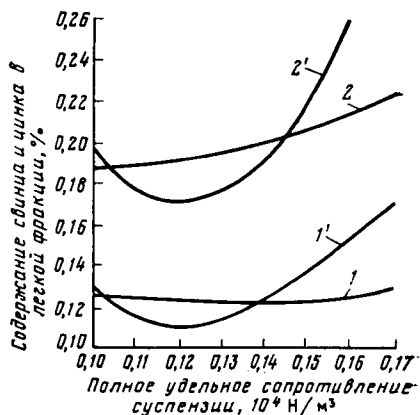
Процесс разделения в тяжелых суспензиях используют в основном для предварительного обогащения (предконцентрации) исходной руды или горной массы после крупного или среднего дробления. К настоящему времени созданы установка (УСТ-30) для тяжелосреднего обогащения руды крупностью $—150 + 6$ мм с сепаратором барабанного типа и производительностью до 30 т/ч; различные конусные тяжелосредние сепараторы для обогащения руды крупностью $—100 + (6—8)$ мм:

Тип сепаратора	СТК-2,5	СТК-4,5	СТК-6
Диаметр конуса, м	2,5	4,5	6
Производительность, т/ч	70	300	500

Создаются сепараторы колесного типа производительностью 600—700 т/ч, сепараторы с внутренней регенерацией тяжелой суспензии и турбоциклоны. Для широкого промышленного освоения процесса 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

Рис. 2.3. 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



плотностью 2600—3000 кг/м³. Однако крупность гранулированного ферросилиция не позволяет обычно получить кинетически устойчивую суспензию без стабилизирующих добавок. Хорошими добавками являются магнетитовый и пирротитовый 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 %).

Качество суспензии можно оценивать также по ее полному удельному сопротивлению, определенному по силе, которую нужно приложить к единице объема тела, чтобы оно тонуло или всплыло в суспензии с заданной скоростью. Установлено (рис. 2.3), что наилучшие результаты разделения в конусных тяжелосредних сепараторах обеспечиваются при полном удельном сопротивлении 0,12 т/м³.

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.

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 повышения 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 тяжелосредних гидроциклонов и центрифуг. Новым с точки зрения аппаратного оформления процесса разделения в тяжелой суспензии мелких классов руды в центробежном 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 10—100 т/ч одного аппарата. Особенность процесса — раздельный ввод в аппарат исходного материала (через загрузочный конец цилиндра) и тяжелой суспензии (через тангенциальный патрубок под давлением).

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 используют серийные машины ОМ (ОМ-8; ОМ-12; ОМ-18; ОМ-24), ОПМ (ОПМ-12; ОПМ-13; ОПМ-14; ОПМ-15; ОПМ-23; ОПМ-24; ОПМ-25), ОПК-24. Специально для отсадки крупнодробленых руд разработан параметрический ряд отсадочных машин типа МО (МО-102; МО-105; МО-208; МО-212; МО-318; МО-424) с решетом площадью соответственно 2,5; 5; 8; 12; 18; 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. В СССР созданы многолетние концентрационные столы опорного типа СКО (с деками площадью 15; 22; 30; 37; 45 м²) и для переработки тонкоизмельченных (шламовых) продуктов СКОШ-15 (с общей площадью двух дек 15 м²). Износостойкость и эффективность работы покрытия стола повышают за счет применения новых материалов.

Щелевые концентраторы, шлюзы, короткоконусные гидроциклоны, гидроловушки и т. д. 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.

Барабанные сепараторы ПБМ, ЭВМ-90/СЭ (246-СЭ-А) и 217-СЭ-П-А с напряженностью магнитного поля в рабочей зоне на поверхности барабана 155—160 кА/м и производительностью по питанию соответственно 20 и 50 т/ч предназначены для сепарации сильномагнитных руд, обезжелезнения различных материалов крупностью до 6 мм и регенерации тяжелых суспензий. Валковые сепараторы ЭВС-38/9 (229-СЭ-А), ЭВС-36/50 (250-СЭ-В) и 2ЭВС-36/100 (233-СЭ-Г) с напряженностью магнитного поля в рабочей зоне на поверхности вала 1350 кА/м и производительностью по питанию 0,7; 4 и 12 т/ч могут быть использованы для сухого магнитного обогащения слабомагнитных руд, доводки черновых концентраторов и обезжелезнения различных материалов крупностью до 2—3 мм. Роторные сепараторы 1/1 ЭРФМ-100 (248-СЭ-В), 1/2 ЭРФМ-100 (257-СЭ-А) и 2/2 ЭРФМ-160 со средней магнитной индукцией при заполнении ротора зубчатыми пластинами соответственно 1,1; 1,5 и 1,2 Т и производительностью по питанию 5; 5—10; 50—100 т/ч пригодны для мокрой магнитной сепарации тонкоизмельченных слабомагнитных руд, материалов крупностью не более 0,8 мм.

Радиометрические методы обогащения. Повышенный интерес к развитию методов автоматической радиометрической сортировки кусковых и сепарации дробленых руд за рубежом и в СССР обусловлен возможностью использовать для разделения минералов многие их свойства, не использовавшиеся для этих целей ранее. К таким свойствам относят, например, способность некоторых минералов люминесцировать, вступать в ядерные реакции, изменять интенсивность и конфигурацию электромагнитного поля, экранировать различные излучения и др.

Крупнопорционная сортировка руд, горной массы и вскрышных пород на радиометрических контрольных станциях (РКС) производится 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 поочередной анализ каждого куса, поэтому производительность сепараторов возрастает с увеличением и уменьшается с уменьшением крупности обрабатываемого материала. Крупность перерабатываемого материала составляет 10—150 мм, производительность сепараторов 20—150 т/ч. За рубежом широко используют несколько сенсорных систем (систем бесконтактного опробования) группы фирм «РТЗ ор сортерз» (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 (811 м); —75+30 (712 м); —50+19 (711 м); —35+15 (1011 м). В СССР выпускают рентгенолюминесцентные (ЛМ-50; ЛС-2; АРЛ-1; ЛС-ОД-8; ЛС-ОД-2 и др.) и фотометрические (разработки ЦНИИОлово, НПО «Буревестник») сепараторы, подготовлены для промышленного производства новые их модели, а также модели рентгенорадиометрического, радиорезонансного и термоэлектрического сепараторов.

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

Основное направление совершенствования технологических схем — широкое внедрение более совершенных стадийальных коллективных, коллективно-селективных, селективно-коллективных и селективных схем флотации.

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.

Достоинство схем с предварительной коллективной флотацией — снижение эксплуатационных и капитальных затрат, повышение комплексности использования сырья и качества концентратов, возможность использования оборотных вод, более благоприятные условия для автоматизации технологического процесса и рациональной реализации принципа многостадийного обогащения. Высокая эффективность процесса коллективной флотации подтверждается работой Лениногорской обогатительной фабрики, где переход с прямой селективной схемы флотации на схему коллективной флотации с последующей селекцией коллективных концентратов позволил повысить производительность фабрики на 20 %, снизить стоимость переработки и обеспечить рост технологических показателей, несмотря на снижение содержания металлов в руде. Очевидны также преимущества коллективной схемы при обогащении баритосодержащих руд, позволяющей эффективнее проводить флотацию барита в отсутствии депрессоров, а также при обогащении смешанных полиметаллических и медно-цинковых руд из вторичной зоны обогащения месторождений, характеризующихся глубокой природной активацией сульфидов цинка и взаимоактивацией других сульфидов.

В настоящее время на обогатительных фабриках при переработке руд цветных металлов наиболее широко используют развитые стандартные коллективно-селективные (Карагайлинская, Тырныаузская, «Эрдэнэт» и др.) и селективно-коллективные схемы (Зырянская и др.). 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. 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 СССР, США, Канады, Филиппин и др.). На передовых обогатительных фабриках измельчение и классификация руды и продуктов обогащения (черновых концентратов, промпродуктов) осуществляются по развитым схемам с выводом готовых по крупности фракций на обогащение, с доизмельчением и дофлотацией в отдельном цикле зернистых фракций. Стадийность схем обогащения обеспечивает дополнительное извлечение не только цветных металлов, но и благородных (золота, серебра, платины), редких (молибдена, вольфрама 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 СССР (Алмалыкская фабрика и др.), Канаде («Сулливан» и др.), Ирландии («Тайнах»), Австралии («Маунт Айза» 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 применением соответствующих типов машин. Раздельная флотация песков и шламов позволила повысить на Квайсинской фабрике извлечение цинка на 3—4 %, на Алмалыкской медной фабрике извлечение меди на 1,5—2 %, на фабрике «Маунт Айза» извлечение свинца на 6 %, цинка на 7,6 %.

Значительное повышение селективности и эффективности флотации достигается модификацией существующих и применением 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.

Основные собиратели в СССР и за рубежом при флотации сульфидов из руд цветных металлов — ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты): этиловые, изопропиловые, изобутиловые и н-бутиловые. 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.

Эфиры ксантогеновых кислот, новый реагент АБ-1 (аллиловый эфир бутилксантогеновой кислоты) в СССР и реагент S-3302 (аллиловый эфир амилксантогеновой кислоты) за рубежом сами по себе и в сочетании с углеводородными маслами являются более сильными собирателями молибденита, чем углеводородные масла, обеспечивая повышение извлечения меди и молибденита в коллективном цикле флотации. Основное преимущество реагента АБ-1 проявляется при разделении медно-молибденовых концентратов.

Диалкилтионокарбаматы — реагент ИТК (изопропилметилтионокарбамат) в СССР и Z-200 (изопропилэтилтионокарбамат) за рубежом — 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 жирнокислотной фракции таллового масла (ЖКФТМ) с низким (не более 2—3 %) содержанием смоляных кислот, могут использоваться дихлокарбоновые 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 предлагается реагент ИМ-50 (смесь алкилгидраксамовых кислот C_7 — C_9).

В качестве пенообразователей на обогатительных фабриках СССР применяют в основном реагенты Т-80 (смесь спиртов пиранового и диоксанового ряда с некоторыми гликолями), ОПСБ (смесь монобутиловых эфиров полипропиленгликолей), МИБК (метилизобутилкарбинол). На отдельных фабриках используют также циклогексанол, реагент Д-3 (диметилфталат), ТЭБ (триэтоксидбутан) и другие на основе оксизетилена 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 пиразолов). 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 — повысить 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, 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 флотации.

Получают распространение режимы доизвлечения меди, молибдена, благородных металлов из песковой части хвостов флотации с применением углеводородов, высших ксантогенатов и использованием флотоотсадки, а также окисленных минералов свинца, меди, цинка из хвостов сульфидной флотации с применением новых реагентов, катионных собирателей и использованием термических и других энергетических воздействий на пульпу.

Разработаны новые режимы разделения коллективных концентратов, в том числе медно-никелевых — в кислой среде; медно-молибденовых — с использованием реагента МФТК, ферроцианида, сернистого натрия и подачей пара или азота по всему фронту флотации, смеси сульфита и медного купороса; медно-свинцовых — с применением дицианодиаминоцинка, сульфита или тиосульфата натрия в сочетании с сернокислым или хлорным железом; медно-цинковых — с использованием различных сочетаний извести, сернистого натрия, цинкового купороса и сульфоксидного соединения. Внедрение бесцианидных реагентных режимов позволило улучшить экологическую обстановку регионов и повысить извлечение металлов (например, на Лениногорской фабрике меди на 9,6 %, на Березовской фабрике — золота на 20—22 %, на Сибайской фабрике — цинка на 3—5 %).

Предложены более эффективные методы доводки селективных концентратов, включающие операции обезмеживания, обесцинкования, обезжелезнения и обескремнивания, обеспечивающие необходимое качество медных, свинцовых и цинковых концентратов по содержанию вредных примесей и снижение взаимных потерь извлекаемых металлов в разноименные концентраты.

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 условием внедрения новых и повышения эффективности существующих режимов селективной флотации (в условиях возрастающих колебаний состава перерабатываемых руд) является 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. Только таким путем можно обеспечить функциональные блоки систем автоматизации достоверными зависимостями и тем

самым устойчивостью и эффективностью технологии флотационного обогащения.

Существенное повышение эффективности флотационного процесса может быть достигнуто не только осуществлением автоматического контроля и регулирования ионного состава жидкой фазы пульпы и оборотных вод, но и 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 углеводородных радикалов, регулирования окислительно-восстановительного потенциала пульпы загрузкой реагентов-окислителей или реагентов-восстановителей, наложением внешнего электрического поля, подогревом пульпы, изменением продолжительности предварительной аэрации и концентрации кислорода в пульпе, регулированием ионного состава пульпы загрузкой ионообменных смол. Их сущность — регулирование электронных переходов, состава продуктов и скорости взаимодействия реагентов на минеральной поверхности и в объеме пульпы.

Большого внимания заслуживает температурная обработка при разделении концентратов. Повышение эффективности селективной флотации в этом случае обусловлено различными закономерностями изменения термодинамических характеристик разделяемых минералов и изменением стабильности реагентов в объеме пульпы. Повышение эффективности селективной флотации было достигнуто введением пропарки при разделении медно-никелевых концентратов, а также разработанным на Балхашской обогатительной фабрике процессом разделения медно-молибденовых концентратов с использованием «острого» пара. Освоение последнего метода на Алмалыкской обогатительной фабрике позволило повысить извлечение молибдена на 3,9 %.

Селективность взаимодействия известных реагентов с поверхностью минеральных частиц при флотации руд может быть повышена их модифицированием по одному из следующих способов:

подбором оптимальных сочетаний и соотношений реагентов-собирателей с различными дегидратирующими соединениями (неорганическими электролитами, органическими неэлектролитами типа карбамида, гваякола и др.). Например, смесь растворов сульфгидрильного собирателя и галогенида калия, взятых в определенном соотношении, более эффективна, чем один собиратель; получением водорастворимых внутрикомплексных соединений на основе азотсодержащих веществ и солей цветных металлов для использования их в качестве селективных активаторов сульфидов меди, цинка и железа. Например, внутрикомплексные соединения цинка в качестве лигандов, в которых использованы карбамид и уротропин, т. е. $\text{ZnSO}_4 \cdot \text{CO}(\text{NH}_2)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и $\text{ZnSO}_4 \cdot \text{X}(\text{CH}_2)_6\text{N}_4 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, более селективные активаторы сульфидов меди и цинка в присутствии пирита, чем медный купорос, и обеспечи-

вают более высокое извлечение цинка и серебра при флотации пиритсодержащих медно-цинковых руд;

получением новой модификации известного реагента в результате внедрения в него другой функциональной группы, специфической по отношению к конкретному катиону металла из группы разделяемых минералов. Например, ряд новых соединений получен (по регламенту «ноу-хау») на основе органического водорастворимого вещества, содержащего карбоксильные группы, путем введения в него различных катионов (цинка, алюминия, меди) в качестве другой функциональной группы. При этом реагент, содержащий катион меди, является селективным активатором окисленных и сульфидных минералов свинца и цинка; цинкосодержащий реагент (карбоцинк) — селективным депрессором сульфидов цинка; алюминийсодержащий реагент — активатором флотации карбонатов щелочноземельных металлов, но депрессором силикатов и кварца;

подбором оптимальных сочетаний и соотношений реагентов с различными активными веществами. Например, смесь медного купороса и фосфата, взятых в определенном соотношении, обладает сильным активирующим действием на флотацию пассивированных солями кальция сульфидов железа и сростков пирита с другими сульфидами и благородными металлами. Смесь активированного угля в определенном массовом соотношении с сульфидным реагентом обладает эффективным депрессирующим действием на флотацию сульфидов цинка.

Совершенствование флотационных машин и аппаратов, их агитационных и аэрационных характеристик сопровождается резким увеличением объема камер, как следствие общей тенденции к увеличению единичной мощности всего обогащательного оборудования, с целью снизить капитальные и эксплуатационные затраты, повысить общую производительность труда. Объем камер флотационных машин, выпускаемых фирмами «Вемко-Фажергрин» (США), составляет 8,5—42,5 м³; «Оутокумпу» (Финляндия) — 8; 16 и 50 м³; «Дорр-Оливер» (США) — 2,8—70,8 м³; «Эйкер» (Норвегия) — 0,75—40 м³; «Галигер» (США) — 5,7—42,5 м³; «Сала интернейшнл АВ» (Швеция) — 1,2—44 м³. Объем пневматических и колонных машин достигает 80 м³ и более.

Создание нового флотационного оборудования определяется необходимостью решения технологических задач флотации крупнозернистых материалов (крупнее 45 % класса — 0,074 мм), материалов обычной крупности (45—100 % класса — 0,074 мм) и тонкоизмельченных материалов (не менее 95—100 % класса — 0,074 мм).

Основные флотационные машины, применяемые в СССР в операциях рудной флотации крупнозернистых материалов (30—45 % класса — 0,074 мм) и тяжелых пульп плотностью более 3000 кг/м³ — механического типа ФМ-6,3 и ФМ-6,3КС. За рубежом для этих целей наиболее широко используют флотационные машины механического типа фирм «Денвер» (США) и «Вемко-Фа-

гергрин» (США). Совершенствование конструкций машин механического типа направлено на исключение следующих их недостатков:

снижение объема засасываемого воздуха по мере износа аэрационного узла, связанного с увеличением радиального и осевого зазора между импеллером и статором;

относительно низкий срок службы деталей аэратора;

высокий расход электроэнергии. Для повышения износостойкости аэраторов их гуммируют полиуретаном и резинами на основе новых марок каучуков.

Для повышения эффективности процесса флотации крупнозернистых материалов в СССР проводят работы по применению в этих условиях флотационного оборудования, основанного на новых технологических принципах, например, вибрационная флотационная машина ВФМ-3,2 и машины пенной сепарации (ФПС) на потоки 3—5 м³/мин. Фирмой «Оутокумпу Оу» (Финляндия) разработана специальная машина («Ским Эйр») для флотации крупных частиц раскрытых минералов и зерен благородных металлов из песков гидроциклона в плотной пульпе.

Для флотации материалов обычной крупности при содержании твердого в пульпе до 50 % в СССР и за рубежом широко используют пневмомеханические машины большого объема. В СССР создан типоразмерный ряд машин такого типа с камерами объемом от 8,5 до 40 м³: ФПМ-8,5; ФПМ-12,5; ФПМ-25; ФПМ-40; ведется разработка флотационных машин ФПМ-63 и ФПМ-85. Во всех конструкциях используется бесстаторный аэратор оригинальной конструкции с импеллером щелевого типа. Флотационные машины ФПМ-8,5; ФПМ-12,5 и ФПМ-16 с разъемным валом могут быть использованы при реконструкции фабрик, поскольку они вписываются в пролеты ранее построенных зданий и их можно установить на уже имеющиеся фундаменты. Машины ФПМ-25 и ФПМ-40 рекомендуются для установки на новых фабриках. Установлено, что пневмомеханические флотационные машины могут успешно применяться в простых схемах флотации, не требующих установки большого числа всасывающих блоков, при крупности питания 60 % — 0,074 мм на рудах плотностью до 3000 кг/м³ и не менее 70—80 % — 0,074 мм на более тяжелых рудах. Для сложных схем в СССР разработаны пульпоподъемные камеры ПК-60/7; ПК-180/7 и ПК-360/7 производительностью соответственно 60; 180 и 360 м³ при давлении 0,07 МПа.

Для интенсивной флотации тонкоизмельченных материалов широко используют пневматические колонны и машины. Для этих целей в СССР разработана машина ФМИЗ-3,2 с турбоцентробежным аэратором и специальным исполнением камеры, в которой зоны аэрации и всплывания разъединены.

Комбинированные технологические схемы с включением обогажительных и металлургических процессов используют при переработке сложных по составу, труднообогатимых руд цветных металлов, получение из которых только обогажительными методами

высококачественных монометаллических концентратов с высоким извлечением практически невозможно.

Примеры комбинированных схем, включающих пирометаллургические и флотационные операции, — процесс «сегрегации», включающий предварительный обжиг руды с последующей флотацией восстановленных до металла меди или никеля; плавка на файнштейн с последующим его флотационным разделением на никелевый и медный концентраты; флотационное извлечение меди из шлаков медной плавки; переработка коллективных концентратов и полупродуктов процессами ПЖВ (плавки в жидкой ванне), КИВЦЭТ (кислородно-взвешенная циклонная электротермическая плавка), «Империял смелтинг» (плавка с возгонкой и конденсацией цинка), хлоридвозгонки и т. д.

Гидрометаллургические процессы, применяемые в комбинированных схемах, наиболее перспективны при переработке окисленных, смешанных и низкосортных руд, бедных концентратов и полупродуктов. Например, применительно к труднообогатимым окисленным медным рудам разработаны и осуществляются в промышленном масштабе различные варианты серно-кислотного, хлоридного, аммиачного выщелачивания и перевода меди в раствор с использованием чанового, кучного и подземного выщелачивания. Интенсификация методов выщелачивания осуществляется путем использования различных культур микроорганизмов, обеспечивающих повышение скорости выщелачивания в 10—20 раз, поддержанием рН в пределах 1,7—3,5, добавкой минеральных солей и поверхностно-активных веществ. Для извлечения меди из растворов используют процессы сорбции, экстракции, ионной флотации и цементации с последующей флотацией цементной меди.

Обработка экономически рациональных комбинированных флотационно-гидрометаллургических схем для переработки окисленных и смешанных руд (Удоканского, Божекульского, Чатыркульского и других месторождений) потребовала создания эффективных, механически прочных сорбентов (амфолитов АНКБ, АМК и др.) для извлечения меди и разделения меди и цинка в кислых и аммиачных средах, промышленного производства экстрагентов типа «ЛИКС» и разработки высокопроизводительной аппаратуры для экстракционного извлечения меди из растворов и пульп, а также электролитной ванны для получения катодной меди (с нерастворимыми анодами) из растворов с пониженным содержанием меди. Отработка процесса автоклавного выщелачивания для переработки бедных, коллективных концентратов, полупродуктов обогащения медно-цинковых, полиметаллических и медно-никелевых руд сопровождалась созданием эффективной аппаратуры.

Перспективным направлением применения комбинированных схем при переработке труднообогатимых (например, медно-цинковых и полиметаллических руд) является выделение при обогащении не поддающихся эффективному флотационному разделению коллективных концентратов или промпродуктов и получение богатых селективных концентратов. Выделяемые коллективные кон-

центраты и промпродукты могут перерабатываться одним из пирометаллургических методов. Установлено, что освоение такой технологии позволит повысить сквозное извлечение меди на 3—5 %, цинка на 10—15 %, серы на 12—15 %, молибдена на 1,5 %, драгметаллов на 5—10 %, более полно извлекать редкие и рассеянные элементы.

Помимо повышения комплексности использования сырья применение таких схем позволит перевести обогатительные фабрики на более грубое измельчение и за счет этого резко увеличить их производительность без дополнительных капитальных вложений; осуществить полный водооборот без строительства дорогостоящих очистных сооружений и резко сократить расход реагентов за счет остаточной концентрации их в оборотных водах; значительно упростить регулировку процесса и оснащение его средствами автоматизации; снизить эксплуатационные расходы и себестоимость обогащения.

При этом следует учитывать также, что технология обогащения в большинстве случаев позволяет:

- выдавать коллективный концентрат или промпродукт с необходимым соотношением в них основных металлов для последующего металлургического процесса. Так, можно менять содержание меди к никелю в медно-никелевых концентратах, меди к цинку в медно-цинковых промпродуктах;

- выдавать концентраты с необходимым соотношением в них флюсующих добавок или характера загрязняющих примесей. Небольшое снижение качества концентратов при этом сопровождается значительным повышением извлечения металлов. Например, по данным Алмалыкской медной обогатительной фабрики снижение содержания меди в медном концентрате на 1 % по сравнению с плановым при оптимальном соотношении флюсующих компонентов в нем повышает извлечение меди на 0,3 %, молибдена до 2 %, золота на 2 %, серебра на 2 %;

- обеспечивать высокую эффективность извлечения из разбавленных растворов и сточных вод ценных компонентов и тонкодисперсных веществ (применением ионной флотации, электрофлотации, адгезионной сепарации и др.). Например, использование их в Японии для извлечения только меди и цинка из сточных вод обогатительных фабрик дает прибыль 250 тыс. дол. в год.

§ 2.4. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Проблема разделения твердой и жидкой фаз применительно к обогатительным и гидрометаллургическим процессам имеет особо важное значение, поскольку при этом приходится иметь дело с большими объемами пульпы и весьма малыми размерами частиц твердой фазы. Уазвятие и совершенствование процессов сгущения и фальтрования осуществляется как за счет увеличения удельной производительности оборудования, так и интенсификации.

Сгущение. В СССР и за рубежом созданы сгустители с центральным приводом больших размеров, удовлетворяющие условиям работы на открытом воздухе при температуре до -60°C , диаметром 25 (Ц-25), 30 (Ц-30), 40 (Ц-40), 50 (Ц-50), 70 (Ц-70) и 100 м (Ц-100), оснащенные системами и устройствами для автоматического подъема и опускания грабельного механизма сгустителей. Модернизированы сгустители с периферическим приводом диаметром 25 (П-25М) и 30 м (П-30М).

Одновременно с созданием сгустителей больших размеров проведены исследования по интенсификации работы сгустителей и созданы десятиканальные сифонные осадительные батареи 54-СГ. Установка этих батарей позволяет существенно снизить потери металла в сливе, а также уменьшить содержание частиц -10 мкм в песках, поступающих на флотацию.

Разработан радиальный сгуститель диаметром 9 м, оснащенный канальными сифонными осадительными батареями, который можно использовать не только в качестве сгустителя, но и дешламатора. Удельная производительность этого сгустителя существенно выше, чем радиального. Намечена разработка и производство радиально-канальных сгустителей диаметром 18; 30; 50 м. Разрабатывается также сгуститель с параллельными плоскостями по типу Ламелла. Этот сгуститель имеет малые габариты, легкую утепляемость, позволяющую ослабить тепловые потери, снижающие чистоту слива. Рабочая площадь, занимаемая таким сгустителем, в 10 раз меньше, чем при использовании радиального сгустителя той же производительности.

С целью интенсификации процесса сгущения разработана технология, предусматривающая предварительную классификацию концентрата в гидроциклонах, пески которых поступают в вакуум-фильтры, а слив в сгустители, что обеспечивает достижение большей плотности исходного питания фильтров, а, следовательно, большую их производительность и облегчает работу гребкового устройства сгустителя. Кроме того, предусмотрена операция разрушения пены флотационных концентратов, выполняемая перед их классификацией в центробежном пеноразрушителе, разработанном в Механобре на основе блок-импеллера флотационной машины М6-А.

Перспективные флокулянты при сгущении продуктов обогащения — полиакриламид (ПАА) и полиокс. Планируется применение сухого ПАА, который по сравнению с гелеобразным, улучшает условия труда при растворении, повышает скорость осаждения суспензий. Ведутся работы по изысканию эффективных флокулянтов неизбирательного действия, чтобы снизить общие потери со сливами сгустителей при сгущении концентратов, и селективно-действующих флокулянтов для снижения потерь ценных компонентов в тонких классах (-10 мкм) при использовании процесса сгущения перед операциями обогащения.

Для интенсификации процесса сгущения используется воздействие виброакустического, электрического, магнитного и других

полей. Например, использование электрического поля вне сгустителей обычных типов испытывалось за рубежом для уплотнения осадка при сгущении хвостовых пульп.

Фильтрование. Для фильтрования сгущенного продукта серийно изготавливают дисковые вакуум-фильтры, которые имеют относительно небольшую поверхность фильтрования. Для обезвоживания больших объемов концентратов требуется установка значительного числа фильтров, что вызывает увеличение капитальных и эксплуатационных затрат. Разработан вакуум-фильтр с площадью фильтрования 250 м² для обезвоживания концентратов с содержанием твердой фазы 45—60 % крупностью 96—98 % —0,074 мм, имеющего благодаря большой поверхности фильтрования большую производительность.

В последние годы проведена большая работа по замене хлопчатобумажных фильтровальных тканей синтетическими, обладающими хорошим набором осадка, высокой степенью его сброса и постоянной производительностью в течение всего периода работы. При замене хлопчатобумажных фильтротканей на синтетические (например, на капрон-лавсановую фильтрующую перегородку арт. 23254а) существенно улучшаются результаты фильтрования, повышаются удельная производительность дисковых вакуум-фильтров и срок непрерывной их работы (в 4—5 раз), увеличивается срок службы ткани и улучшается чистота фильтрата. Применение этих тканей может дать еще больший эффект, если при экипировке фильтра между перфорированной поверхностью барабана фильтра и фильтротканью расположить сетку из капроновой мононити (например, сетку-подкладку арт. 21934а). В этом случае срок службы фильтроткани увеличивается в 10 раз и более с одновременным увеличением удельной производительности фильтра на 15—20 %.

Интенсификация процесса фильтрования и снижение влажности осадка достигаются воздействием водяного пара, применением реагентов (обеспечивающих снижение вязкости жидкой фазы, гидрофобизацию поверхности частиц твердой фазы и т. д.), использованием физических воздействий на пульпу и осадок (электроосмос и др.), новых конструкций секторов дисковых вакуум-фильтров из легких антикоррозийных материалов (в том числе из синтетических), пресс-фильтров типа «Ларокс» (Финляндия) или КМП-22 (СССР), высоковакуумных насосов.

ГЛАВА 3. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

§ 3.1. ВЛИЯНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД НА ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

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 взаимоактивации.

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 неизвлекаемой части его в руде более или менее одинаково и с увеличением общего содержания флотируемого компонента увеличивается 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 разновидностями.

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, азуристом, 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 разновидностей 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 труднее. 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, характеризуются обычно мелкокристаллическим строением и большим числом пор, заполненных охристо-глинистым материалом. При измельчении таких руд охристо-глинистый материал образует большое 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. *Изо м о р ф и з м* — основная причина наличия в рудах легко- и труднофлотируемых разновидностей 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 диксантогенита на поверхности при высокой концентрации электронов или, наоборот, дырок в поверхностном слое минерала. Повысить извлечение минерала при высокой концентрации электронов можно, например, применением реагентов-окислителей, а при

высокой концентрации дырок — применением реагентов-восстановителей, понижающих их концентрацию в поверхностном слое до оптимальной.

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

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

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

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

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

§ 3.2. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ В ПРОЦЕССАХ ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Целесообразность и необходимость комплексного использования руд цветных металлов обусловлены совокупностью факторов: геохимическим, вследствие комплексного характера руд;

технологическим, в связи с наличием технологии, позволяющей разделить их на основные составляющие минеральные компоненты;

народнохозяйственным, поскольку каждый из таких компонентов является дефицитным;

экономическим, в связи с возможностью получения дополнительной прибыли и повышения других технико-экономических показателей (экономии капитальных затрат, трудовых ресурсов, высвобождения техники, сокращения земельного отвода и др.);

экологическим, поскольку безотходная технология добычи и переработки руд (при замкнутом водообороте) позволяет свести к минимуму влияние горного производства на окружающую среду.

Решение проблемы комплексного (в идеале — безотходного) использования руд цветных металлов осуществляется в цепи взаимосвязанных переделов: горного — обогатительного — металлургического — металло(минерало)перерабатывающего. Среди них обогатительный передел, связанный с разделением минералов, — определяющий.

Несмотря на многообразие типов руд цветных металлов, повышение комплексности их использования в горно-обогатительном производстве осуществляется по следующим общим направлениям.

Повышение полноты использования недр при добыче руд. Для этого разрабатывают и внедряют технологические схемы с ядерно-физическим контролем контуров рудных тел, раздельной добычей технологически несовместимых сортов руд, предконцентрацией и сортировкой горной массы, внутрирудничным усреднением состава технологических сортов руд.

Такие схемы позволяют снизить потери руд и разубоживание горной массы при добыче, выделить и усреднить до необходимых кондиций технологические сорта руд, выдать часть породы, выделенной из горной массы, в виде товарной продукции, использовать остальные отходы горного и обогатительного переделов для заполнения выработанного пространства.

Особого внимания при этом требует одновременная отработка запасов месторождения, представленных окисленной и сульфидной рудами, которые могут перерабатываться одновременно по комплексной технологической схеме («Лейкшор») или раздельно по собственной технологии (на большинстве предприятий), а также кучным и подземным выщелачиванием забалансовых руд, отвалов и целиков.

Повышение полноты извлечения основных и сопутствующих цветных металлов. Извлечение основных металлов (меди, свинца, цинка, никеля) из руд в одноименные концентраты на большинстве современных обогатительных фабрик — достаточно высокое (80—90 %).

Дальнейшее повышение извлечения металлов осуществляется совершенствованием технологии рудоподготовки с целью более полного раскрытия сростков при минимальном переизмельчении извлекаемых минералов, использованием разветвленных и многостадийных схем флотации, изысканием более селективных флотационных реагентов, применением комбинированных методов обогащения и освоением новых технологических процессов.

К наиболее перспективным методам повышения извлечения цветных металлов из труднообогатимых руд относят комбинированные схемы переработки окисленных и смешанных руд методом сернокислотного (в том числе бактериального) выщелачивания с использованием экстракционной, сорбционной или цементационной технологии извлечения меди из раствора или пульпы, а также технология обогащения медьсодержащих и полиметаллических руд с выделением богатых селективных концентратов и коллективного продукта для последующей переработки его металлургическим способом («Империл Сметтинг», «кивцэтной плавкой», автоклавным выщелачиванием и др.). В последнем случае может быть обеспечено значительное повышение извлечения сопутствующих редких металлов, концентрируемых в полупродукте. В обычных условиях извлечение этих металлов в селективные концентраты пропорционально извлечению в них основных металлов. Выделить в отдельный концентрат удастся только молибден в виде молибденита при извлечении до 75 % из медно-порфировых руд.

Повышение извлечения благородных металлов. Значение руд цветных металлов как дополнительного источника получения благородных металлов непрерывно возрастает.

Для извлечения свободного золота в циклах измельчения используют гидроловушки (фабрики «Хоумстейк», «Алмалыкская» и др.) и отсадочные машины (фабрики «Доум», «Зыряновская» и др.), в операциях флотации — короткоконусные гидроциклоны и щелевые концентраторы (фабрика «Алмалыкская», «Зыряновская» и др.), шлюзы («Квемонт», «Норанда», «Магна» и др.).

Однако гравитационные аппараты позволяют извлекать золото крупностью до 0,5 мм не более, чем на 90 %, а крупностью до 0,25 мм — на 70 %. Золотины размером мельче 0,1 мм улавливаются хуже, тогда как их доля составляет 30—40 % всего свободного золота. Такое золото стремятся извлечь в процессе флотации в медные или свинцовые концентраты, из которых они могут быть выделены при последующей металлургической переработке.

Если извлечение золота и серебра во флотационные концентраты оказывается недостаточным высоким, то флотационные хвосты или промпродукты подвергают дополнительно цианированию («Квемонт», «Норанда», «Бэтонг-Бехей» и др.). Цианированием извлекают золото и серебро также из пиритных концентратов и руды («Хоумстейк» и др.). Перспективны в этом случае комбинированные схемы с применением сорбционно-бесфильтрационных процессов извлечения золота. Кроме флотации и цианирования для извлечения мелкого золота и платины используют орбитальные шлюзы с концентрационными столами, разрабатывают новые специальные гравитационные аппараты центробежного типа.

Для доизвлечения ценных компонентов из производственных растворов и сточных вод используют ионную флотацию, электро-

флотацию, адгезионную сепарацию, процессы сорбции и экстракции, позволяющие извлекать малые количества растворенных и тонкодиспергированных веществ из больших объемов жидкостей. Например, процесс ионной флотации внедрен на Балхашском горно-металлургическом комбинате для доизвлечения молибдена из жидкой фазы отвальных хвостов, с которыми терялось до 4 % металла. На Зырянской обогатительной фабрике применяются ионообменное извлечение золота, серебра, меди и цинка из цианистых сточных вод фабрики (слива сгустителя медного концентрата).

Попутное получение неметаллорудных и других концентратов. Руды цветных металлов являются источником получения не только цветных, редких, благородных металлов, но и сырья для многих других отраслей промышленности. Обогатительные фабрики цветной металлургии попутно с концентратами цветных металлов выпускают следующие концентраты: пиритные — для производства серной кислоты, баритовые (фабрики «Косака», «Буианс», «Кентауская», «Салаирская» и др.) — для химической и нефтехимической промышленности, флюоритовые, полевые, тальковые, кварцевые, силлиманитовые — для литейного производства и производства строительных материалов, магнетитовые — для черной металлургии, серицитовые — для алюминиевой промышленности и др.

Кроме того, хвосты фабрик — хороший материал для закладки выработанного пространства и производства микроудобрений («Янг» и др.). Поэтому строительство новых обогатительных фабрик должно осуществляться с учетом максимальной комплексности использования добываемого рудного сырья. В качестве примера на рис. 3.1 показаны принципиальные схемы комплексной переработки и обогащения медно-молибденовых и медно-никелевых руд.

Однако породная часть не всех типов руд цветных металлов может найти промышленное применение по своим физико-химическим свойствам. В ряде случаев может быть использована лишь часть попутной продукции из-за ограниченной потребности в ней или высокой стоимости транспортирования продукции к месту потребления.

Сдерживают темпы комплексного использования сырья:

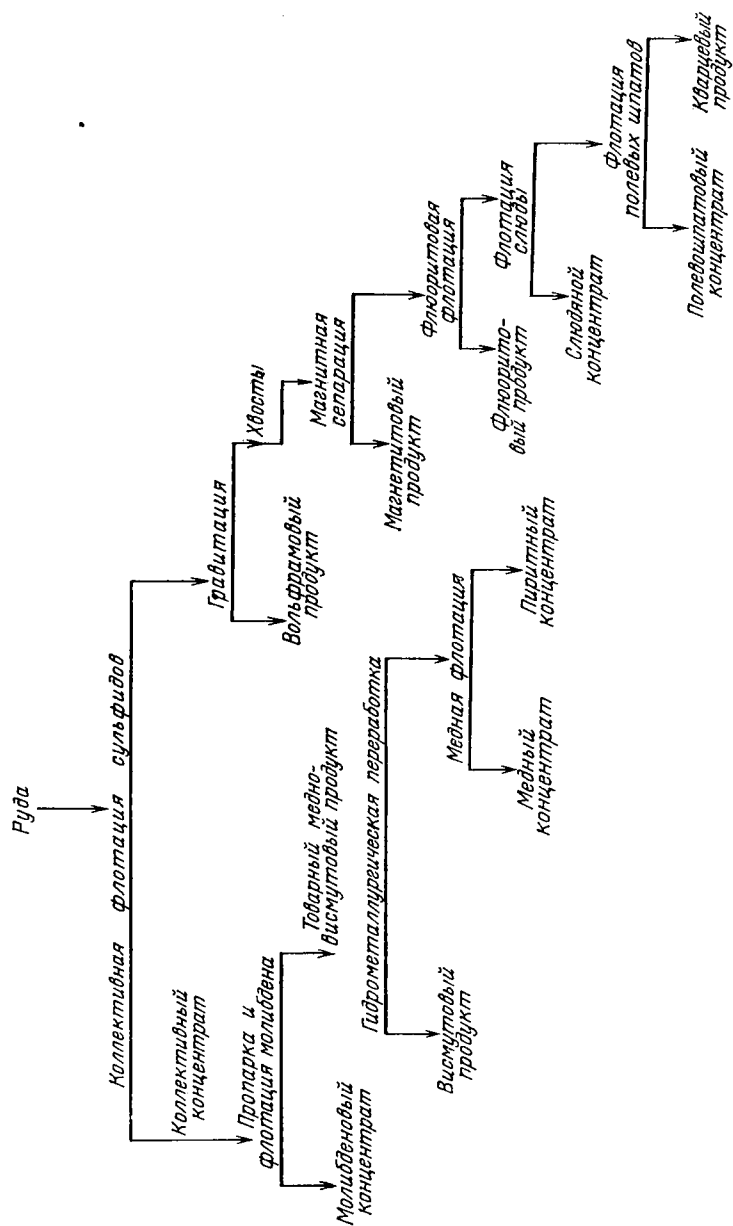
- недостаточно полное изучение месторождений полезных ископаемых как объектов комплексного использования, особенно в части экономической оценки попутных компонентов и вмещающих пород на стадии геологоразведочных работ;

- несовершенство систем и способов добычи полезных ископаемых из недр;

- отсутствие научно обоснованных и общепризнанных методик контроля за уровнем извлечения попутных компонентов из комплексных руд;

- слабая изученность вещественного состава отходов и путей их рационального использования с учетом перспектив потребляю-

а



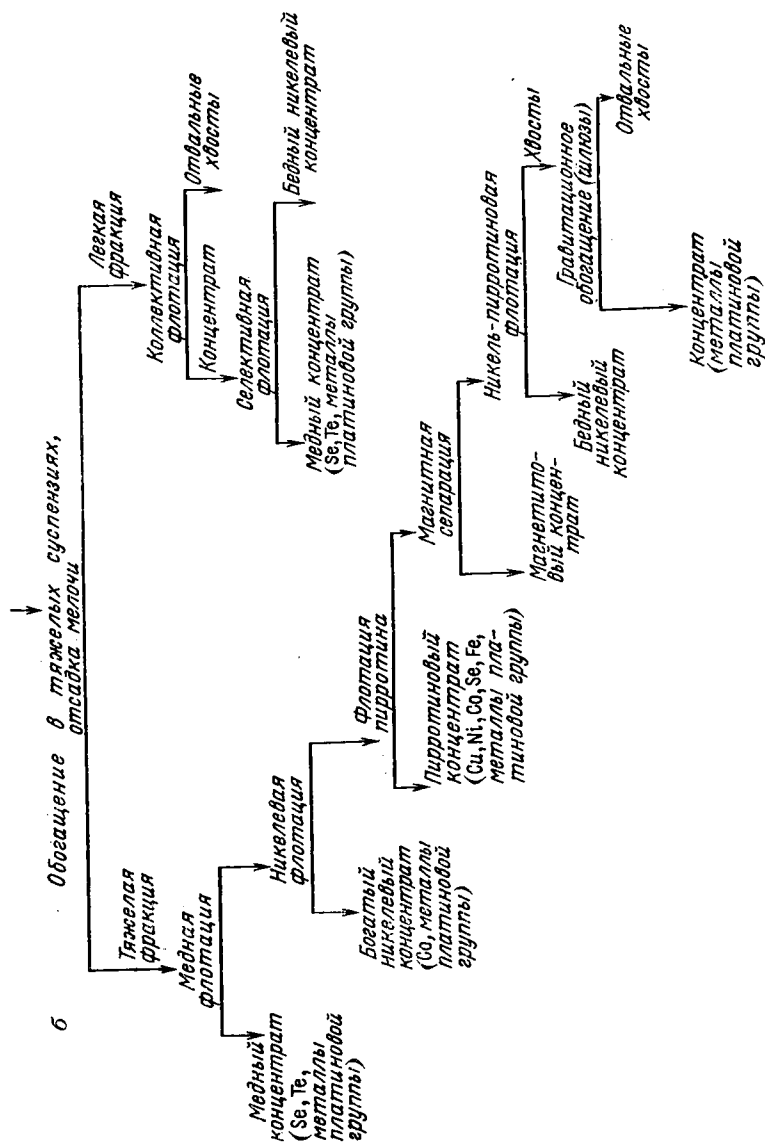


Рис. 3.1. Принципиальные схемы комплексной переработки и обогащения медно-молибденовой (а) и медно-никелевой (б) руд

ших отраслей промышленности и возможности принципиально новых подходов при комплексном использовании сырья;

наличие психологических и информационных отраслевых барьеров.

§ 3.3. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ ПРИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПЕРЕДЕЛЕ

Показатели по извлечению свинца, меди, цинка, никеля при переработке концентратов на металлургических заводах в СССР не ниже, чем за рубежом, и на передовых предприятиях составляют: меди — 97,7 %; свинца — 97,4 %; цинка — 96,4 %; никеля — 91,8 %. Наряду с медью на заводах медной подотрасли попутно извлекают 13 ценных компонентов и на их основе производят более 20 видов попутной продукции (оксид цинка, свинец, золото, серебро, селен, теллур, медный купорос, германий, рений, молибден, серу, никель и др.). На заводах свинцово-цинковой подотрасли помимо свинца и цинка в готовую продукцию извлекается еще 17 элементов (медь, серебро, золото, висмут, сурьма, кадмий, мышьяк, индий, сера и др.). На предприятиях никель-кобальтовой промышленности, кроме меди, никеля и кобальта, извлекают также металлы платиновой группы, золото, серебро, селен, теллур, другие компоненты.

В общей сложности из 105 известных химических элементов в цветной металлургии извлекается 74. Причем каждый элемент извлекают из сырья по специальной технологической схеме. Особой сложностью отличаются процессы, применяемые для извлечения редких металлов и редкоземельных элементов. К таким процессам относят хлорную металлургию, процессы сорбции и экстракции, металлотермическое и водородное восстановление, электронно-лучевые процессы, кристалло-физическую очистку и наращивание кристаллов. Широко применяют также электротермию, вакуумные процессы и процессы при высоких давлении и температуре.

Значительное место в повышении комплексности использования сырья, создании безотходных производств, сокращении выбросов серы с газами принадлежит *гидрометаллургическим процессам* с применением автоклавного и бактериального выщелачивания, сорбции и экстракции. Например, процесс автоклавно-окислительного выщелачивания пирротиновых концентратов, который позволяет утилизировать 60 % серы в виде товарной, а 20—25 % — вывести в гипсовые хвосты, достичь извлечения никеля — 90,8 %, меди — 84,2 %, кобальта — 88,9 %. При реализации данного технологического процесса исключается сброс сточных вод в связи с их очисткой и повторным использованием, а железный кек можно использовать в качестве сырья для доменного производства или получения губчатого железа. В этом случае технология становится безотходной. Флотационно-сорбционная технология обеспечивает повышение извлечения

меди на 12 % и сокращение переработки меди, содержащейся в руде, по полному пирометаллургическому циклу в 2 раза. Перспективно также внедрение методов кучного выщелачивания с экстракционным извлечением меди из раствора, что обеспечит вовлечение в переработку забалансовых руд и замкнутый цикл производства без сточных вод и отходящих газов.

§ 3.4. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Экономические требования к горному, обогательному и металлургическому переделам при добыче и переработке руд цветных металлов — резкое сокращение отходов производства и рекультивация занятой ими поверхности; предотвращение загрязнения атмосферы и вод вредными промышленными выбросами.

Сокращение отходов производства. Решение этой задачи — комплексное их использование, создание безотходной технологии. В настоящее время резко возросли объемы вовлекаемых в переработку вскрышных пород, лежалых и отвальных хвостов, шлаков металлургических заводов, пиритных огарков, легкой фракции, выделяемой при обогащении в тяжелых средах, а также отвалов забалансовых и труднообогатимых руд. Отходы обогащения используют для закладки выработанных пространств на рудниках. Механизация и автоматизация процесса транспорта и укладки хвостов на рудниках Канады позволила практически исключить строительство дорогостоящих хвостохранилищ.

С проблемой безотходной технологии непосредственно связан вопрос о порядке складирования и хранения (в общей массе или пофракционно) хвостов обогащенных фабрик с целью их наиболее рационального и экономического использования (если не в настоящее время, то в дальнейшем). Поэтому в процессе технологических исследований и проектирования горно-обогательных предприятий хвосты рассматривают как потенциальный товарный продукт, с вытекающими отсюда последствиями (заблаговременная, пофракционная классификация, упорядоченное хранение, исследования технологии доработки и области потребления, поиск потребителя).

Рекультивация земель в зоне разработки месторождения и складирования отходов производства. В настоящее время США отказываются от разработки новых месторождений открытым способом (самым экономичным и производительным) и переходят к подземной добыче, чтобы сохранить большие территории земли в естественном виде. При рекультивации земель важная и недостаточно решенная до настоящего времени проблема — закрепление отвалов и содержание хвостохранилищ, учитывая временный характер их консервации. Хвостовые отвалы, содержащие практически 100 % частиц размером — 1 мм, являются эрозионно опасными материалами, для закрепления которых от ветровой и водной эрозии используют биологический и физико-химический методы стабилизации.

Физико-химическая стабилизация выполняется образованием на пылящей поверхности хвостохранилищ покрытия с помощью вяжущих веществ (минеральных, органических и вяжущих синтетических высокомолекулярных соединений). Из них хорошо зарекомендовали себя вяжущие составы на основе органических соединений, представленных продуктами переработки нефти, сланцев, отходами целлюлозно-бумажной промышленности (водные эмульсии битума, сланцевое масло, сульфитно-спиртовая барда и т. д.). Биологическая стабилизация действующих и отработанных хвостохранилищ и отвалов предусматривает создание на эродируемой поверхности покрова из многолетних трав, посадку лесных полос, полосное размещение культивируемых растений после нанесения на нее слоя почвы (10—20 см).

Предотвращение загрязнения окружающей среды. Промышленные воды предприятий цветной металлургии загрязнены примесями твердых минеральных веществ, остатками флотационных реагентов, большинство которых токсичны (цианиды, ксантогенаты, нефтепродукты и др.), ионами тяжелых металлов (меди, свинца, цинка, никеля и др.), мышьяком, фтором, ртутью, сурьмой, сульфатами, хлоридами и др. Предотвращение загрязнения ими водоемов достигается совершенствованием системы водооборота, кондиционированием оборотных и очисткой сточных вод с утилизацией ценных компонентов.

С целью совершенствования системы водооборота получают распространение схемы замкнутого оборотного водоснабжения со сгущением хвостов на промплощадке фабрик в открытых сгустителях больших размеров с транспортировкой и складированием сгущенных хвостов. При такой схеме сокращаются расходы электроэнергии на перекачку оборотных вод и хвостов, на сооружение и эксплуатацию хвостохранилищ, уменьшаются площади земельных отводов под хвостохранилища и загрязнение водоемов сточными водами.

Для предотвращения фильтрации вод из хвостохранилищ, куда поступают обычно и рудничные воды, используют новые способы и конструкции противифльтрационных устройств с использованием водоупорных свойств намывного материала; разрабатывают эффективные типы и конструкции дренажных устройств, включая разработку обратных фильтров для складироваемых тонкодисперсных материалов с учетом их химического состава. Для снижения содержания вредных веществ в промышленных водах разрабатывают технологические режимы разделения коллективных свинцово-цинково-медных и других концентратов с применением нетоксичных реагентов и частичным или полным исключением цианида. Интенсификация осаждения взвешенной фазы в сгустителях и хвостохранилище достигается применением флокулянтов (например, полиакриламида и др.) и коагулянтов (известки, железного купороса и др.). Для грубой очистки и осветления промышленных сточных вод могут быть использованы методы адгезионной сепарации.

При очистке и кондиционировании промышленных вод наиболее часто в СССР используют метод хлорирования (хлорной известью, жидким хлором, гипохлоритной пульпой), позволяющий очищать пульпу от цианидов. Однако хлорирование повышает жесткость оборотных вод, увеличивает концентрацию в них хлоридов и сульфоксидов, затрудняющих ведение процессов селективной флотации. Поэтому метод хлорирования постепенно вытесняется более совершенными методами очистки.

Из новых методов, позволяющих очищать промышленные воды также от цианидов, сернистых соединений, поверхностно-активных соединений, ионов тяжелых металлов, получают развитие обработка озоном, перекисью водорода, продувка углекислым газом, биохимические методы очистки, в том числе с применением высших водных растений и адаптация микроорганизмов.

Однако и эти методы не всегда позволяют решить проблемы очистки вод до необходимых кондиций от мышьяка, фтора, молибдена, вольфрама, масел и нефтепродуктов, добиться обессоливания сточных вод, предотвратить зарастание трубопроводов карбонатом кальция.

Наиболее перспективен комплексный подход к решению задач очистки вод и утилизации ценных компонентов. Он заключается в применении для этих целей комбинированных химико-обогачительных, химико-металлургических и электрохимических процессов (ионная и электролитическая флотация ионов, молекул и осадков, сорбция и экстракция катионов цветных и редких металлов, постоянно- и переменноточковая обработка вод с целью избирательного осаждения, окисления или восстановления компонентов промышленных вод).

Очистка сточных вод по схеме, включающей операции ионной флотации, осаждения, флотации осадка и ультратонких частиц сульфидных минералов с использованием специальных флотационных машин на трех японских фабриках («Камиоко», «Тошиборо» и «Шикама»), работающих с применением цианида, позволила получить дополнительно (за счет извлечения меди и цинка из вод при их очистке) прибыль в размере более 200 тыс. дол. в год. Следует отметить, что использование органических сорбентов для очистки вод сдерживается их высокой стоимостью. В связи с этим чаще применяют неорганические ионообменные материалы (фосфаты, арсенаты, сульфаты титана, цеолиты, шлаки заводов фосфорных солей, шламы глиноземного производства, золу ТЭЦ); а из органических материалов — древесную стружку и опилки, рисовую шелуху и др.

Оборотные воды необходимо кондиционировать с учетом требований технологического процесса, в который их подают. Применительно к флотации эти требования описываются физико-химической моделью процесса, которая может служить заданием функциональному блоку систем автоматического контроля и регулирования процесса кондиционирования оборотных вод.

Детерминированные физико-химические модели процессов и селективной флотации, используемые в системах автоматизации, обеспечат надежную их оптимизацию даже при использовании оборотных вод и возможность перехода от нерационального способа очистки сточных вод с химическим разрушением реагентов к кондиционированию оборотных вод без разрушения необходимых в процессе реагентов, но с извлечением и утилизацией ценных компонентов (например, растворенных цветных и благородных металлов). Для реализации физико-химических моделей в системах автоматического контроля и регулирования процессов кондиционирования оборотных вод и флотации необходимы датчики концентрации реагентов в пульпе. Датчики и измерительные приборы необходимы также для контроля состава промышленных вод и систем автоматического регулирования процессов очистки сточных вод, чтобы обеспечить надежную защиту водоемов от загрязняющих веществ.

Часть II

ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ К ОБОГАЩЕНИЮ

ГЛАВА 4. УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ДОБЫВАЕМЫХ РУД И ИХ УСРЕДНЕНИЕМ

§ 4.1. 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, приводят к повышению разубоживания, еще большему ухудшению качества полезного ископаемого, возрастанию трудностей в обогатительном переделе и резкому падению технологических, экономических показателей обогащения и комплексности использования сырья. Жесткая связь циклов добычи и обогащения полезных ископаемых обеспечивает получение максимальной общей эффективности горно-обогатительного комплекса только при соблюдении следующих обязательных условий по качеству руд, поступающих на обогащение:

максимально возможное удаление породы из крупнокусковой и дробленной горной массы, чтобы снизить бесполезные энергетиче-

ческие, 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 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—11 («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 (по сравнению с их валовой выемкой и переработкой) 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) отвалных крупнокусковых хвостов, обеспечение оптимальной схемы дезинтеграции руды с минимизацией энергозатрат в системе взрывания — дробление — измельчение (самоизмельчение) и получение заданного гранулометрического состава материала на выходе измельчения.

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 технологическое картирование месторождения;

перспективным планированием и оперативным управлением качества руды в процессе горно-транспортных работ;
рудничным и фабричным усреднением руды.

§ 4.2. ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ КАРТИРОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

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

Результаты рудокартирования — основа управления качеством добываемых руд; их используют при проектировании и эксплуатации ГОКов. Они позволяют 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 извлекаемых 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.

§ 4.3. 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. 4.1 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 повышение 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 %.

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: содержание металлов, элементов и вредных примесей, соотношения их минеральных форм и степени окисления руды, характера и крупности вкрапленности минералов, активации и взаимоактивации их, содержания крупных (+300 мм) и мелких (—100 мм) классов крупности в руде и ее измельчаемости, влажности, глинистости и некоторых 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, продолжительно-

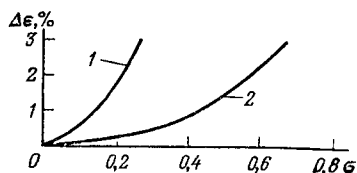


Рис. 4.1. Зависимость недоизвлечения $\Delta \epsilon$ меди (1) и цинка (2) от среднего квадратического отклонения σ их содержания в руде

сти 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 минералогической оценки их, данных рудничной геологии и результатов технологического опробования пульп, полученных при бурении скважин.

Для усреднения руды и продуктов обогащения на фабрике используют склады недробленной и дробленной руды (сортовые или смесительные), специальные усреднительные штабельные склады, бункера руды (сортовые или смесительные), гидравлические смесители, компенсационное усреднение, усреднение с помощью «сдвига фазы», а также включают традиционные технологические операции и оборудование, обеспечивающие в определенных условиях уменьшение изменений показателей качества (например, сгустители, сборные зумпфы, контактные чаны и т. д.).

Шихтовку дробленной 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, при котором периоды отклонений содержания металлов в большую или меньшую сторону от среднеплановых не превышали бы 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.

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 %), качество концентратов и снизить расход реагентов (на 10—15 %).

§ 4.4. ПРОМЫВКА РУД

Предварительная промывка большинства окисленных, смешанных и некоторых сульфидных руд обусловлена значительным содержанием в них первичных шламов, представленных охристо-глинистой массой гидроксидов железа и растворимых солей. Высокое содержание глины, например, в сульфидно-окисленных медных и свинцово-цинковых рудах существенно затрудняет их хранение в бункерах и поточное прохождение через дробилки («запрессовываемая»), грохота («замазываемые» отверстия сит), вызывает чрезмерный расход реагентов и не позволяет получать удовлетворительные показатели обогащения без предварительного удаления глины промывкой.

Предварительная промывка вызвана еще и тем, что извлечение меди, свинца и цинка из удаляемых охристо-глинистых шламов обычно можно осуществить только специальными металлургическими или химическими методами. Удаление шламов из крупнодробленой руды обеспечивает, кроме того, возможность применения для этих руд процесса обогащения в тяжелых суспензиях, осуществлению которого шламы препятствуют. При промывке удаляются также растворимые соли, что является наиболее эффективным методом устранения их вредного действия на флотацию.

Крупнодробленые руды промывают в бутарах, скрубберах, корытных мойках, на грохотах с выделением шламов для обогащения в отдельном цикле. Например, на фабрике «Амакан» медные руды промывают в скрубберах, обезвоживают на грохотах и в спиральных классификаторах, слив направляют на шламовую флотацию.

На фабрике «Нчанга» дробленую до —125 мм руду промывают на грохоте водой под высоким давлением; материал —8 мм поступает на классификаторы, из которых пески направляют в бункер дробленой руды, а слив в гидроциклон. Слив гидроциклона поступает в буферный чан и перед флотацией подвергается обесшламливанию (по —5 мкм) в сгустителях.

Предварительную промывку с удалением в отвал тончайших шламов применяют также при обогащении сульфидных руд (на фабриках Японии, Филиппин, Болгарии, фабрике «Чаканей» и др.), окисленных и смешанных свинцовых и свинцово-цинковых руд месторождений Европы, Азии и Африки.

Типовая схема промывки крупнодробленых руд на грохоте показана на рис. 4.2.

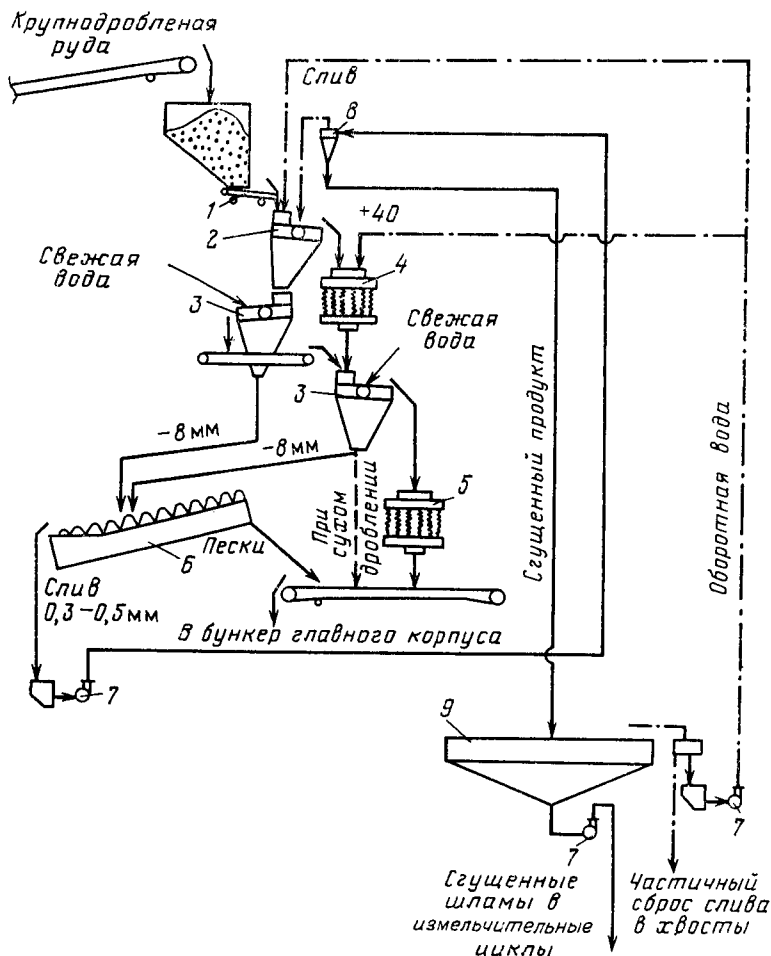


Рис. 4.2. Схема цепи аппаратов для промывки крупнодробленой руды на грохоте:

1 — лотковый питатель тяжелого типа; 2, 3 — грохота; 4 — дробилка КСД; 5 — дробилка КМД; 6 — двухспиральный классификатор; 7 — песковый насос; 8 — гидроциклон; 9 — сгуститель

При использовании в технологической схеме промывки мельниц самоизмельчения на ее разгрузочной цапфе устанавливают грохот-бутару с отверстиями размером 5 мм. Для обработки выделенной фракции — 5 мм используют обычно спиральный классификатор, а для слива этого классификатора — гидроциклон. В результате такой обработки получают мытую кусковую руду, песковую руду и шламы ($-0,088$ мм), направляемые на флотацию в отдельном цикле. Промывка сильно влажных и глинистых руд позволяет существенно улучшить условия рудоподготовки и технологические показатели их обогащения при сокращении расхода реагентов и повышении производительности фабрики.

§ 4.5. ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ КОНЦЕНТРАЦИЯ РУД

Предварительная концентрация крупнодробленых руд в тяжелых суспензиях, отсадкой или радиометрической сортировкой позволяет при благоприятных особенностях их вещественного состава:

отделить значительную часть породы из крупнодробленой руды (фабрики Зырянская, «Мехерник», «Меслула» и др.) и за счет этого снизить удельные затраты на измельчение, флотацию и тем самым себестоимость переработки сырья, расширить сырьевую базу месторождений вовлечением в переработку забалансовых руд и резко снизить стоимость добычи руды применением более производительных систем отработки, но связанных со значительным разубоживанием руд. Например, предварительное обогащение свинцовых сульфидно-окисленных руд на фабрике «Меслула» в тяжелых суспензиях позволяет выделить до 65 % породы с отвальным содержанием в ней свинца, повысить его содержание в руде, поступающей на флотацию, в 2—2,5 раза и извлечение в концентрат (до 83,46 %), снизить себестоимость обогащения руды на 40 %;

иногда уже на предварительной стадии обогащения получить и вывести из процесса часть материала в виде готовой продукции, например, крупнокускового свинцового концентрата («Ожельбый», «Мибладен» и др.), крупнокускового металлургического флюорита и кианитового концентрата из руд некоторых месторождений (Кейвского, Покров-Киреевского, Усуглинского и др.) при одновременном повышении сортности основной продукции, общего извлечения полезных компонентов и снижении себестоимости обогащения. В качестве товарного продукта могут быть использованы и хвосты (легкая фракция) предварительной концентрации руд. Например, на фабриках «Ремсбек», «Эренфридерсдорф», «Хелкин» их реализуют в качестве строительного материала или заполнителя бетона, на фабрике «Мэскот» (США) — железнодорожного балласта, «Сулливан» и итальянских фабриках — кладочного материала, на некоторых фабриках — удобрений. Легкая фракция обогащения руд в тяжелых суспензиях на Зырянской фабрике пригодна для изготовления бетона, асфальтобетона, в качестве железнодорожного балласта, для закладки горных выработок и т. д.;

разделить руды (например, на сплошные и вкрапленные) и обеспечить их усреднение по сортам, отдельная переработка которых всегда эффективнее. Применительно к медно-никелевым рудам Талнаха это позволяет повысить извлечение платины на 45 %;

решить некоторые технологические проблемы выделения в отдельную фракцию вредных примесей, удаление которых (например, перед флотацией) существенно повышает извлечение полезных компонентов и качество концентратов. Так, удаление 80 %

бетона в легкую фракцию перед флотацией руд Текелийского месторождения позволяет повысить извлечение свинца на 5 %;

снизить расходы на транспортировку сырья на обогастительную фабрику при предварительной концентрации руд на руднике.

Около 30 % всего объема руд цветных металлов подвергают предварительной концентрации, что особенно целесообразно при очень малой стоимости забалансовых руд; использовании систем массового обрушения, вызывающего значительное разубоживание руд; высокой стоимости обогащения; увеличении производительности рудника при ограниченной мощности обогастительной фабрики; эксплуатации месторождений, сложенных маломощными рудными телами или рудными телами сложной конфигурации, перемежающимися прослойками пустой породы.

Наиболее широкое применение для предварительной концентрации руд цветных металлов (фабрики Зырянская, «Меслула», «Блайберг», «Хитачи», «Муквамба» и др.) получил процесс разделения в тяжелых суспензиях. Основные преимущества предконцентрации руд в тяжелых суспензиях обусловлены:

возможностью эффективно перерабатывать большие объемы минерального сырья (до 600—1000 т/ч) широкого диапазона крупности (от 300 до 2 мм) с разделением его на продукты при незначительной разности в плотности разделяемых минералов (с точностью $\pm 3 \text{ кг/м}^3$);

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.

Обогащению в тяжелых суспензиях под воздействием обычных сил гравитации в барабанных, конусных и других типах сепараторов подвергают материал крупнее 5—10 мм. Более мелкий мате-

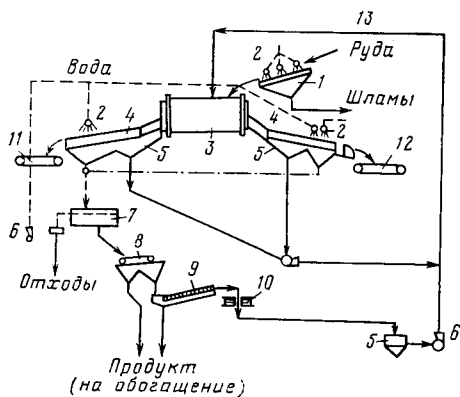
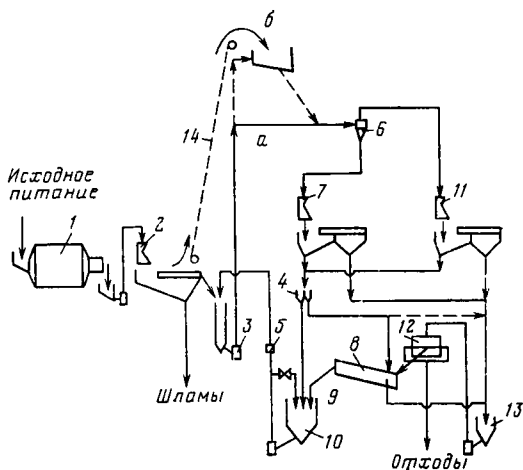


Рис. 4.3. Типовая схема цепи аппаратов процесса разделения крупнозернистого рудного материала в тяжелых суспензиях:

1 — грохот; 2 — разбрызгиватель циклонного типа; 3 — барабанный или конусный сепаратор; 4 — вибрационный грохот; 5 — конус; 6 — насос; 7 — сгуститель; 8 — магнитный сепаратор; 9 — спиральный классификатор; 10 — демагнетизатор; 11 — ленточный конвейер легкой фракции; 12 — ленточный конвейер тяжелой суспензии

Рис. 4.4. Схема цепи аппаратов установки для разделения в тяжелой суспензии с подачей питания в гидроциклон насосом (а) и самотеком (б):

1 — дезинтегратор; 2 — грохочение и отмывка шламов; 3 — питающий насос гидроциклона, 4 — делитель; 5 — датчик контроля плотности; 6 — гидроциклон; 7 — грохот для тяжелой фракции; 8 — сгуститель; 9 — тяжелая суспензия необходимой плотности; 10 — подача воды; 11 — грохот для легкой фракции; 12 — магнитный сепаратор; 13 — емкость для разбавленной тяжелой суспензии; 14 — ленточный конвейер



риал обогащают в центробежном поле — в гидроциклонах и центрифугах.

Типовые схемы цепи аппаратов при использовании в качестве разделительных аппаратов конусного или барабанного сепараторов и тяжелосредних гидроциклонов показаны на рис. 4.3 и 4.4. В обоих случаях в качестве утяжелителя используют ферросилиций или его смесь с магнетитом при общем расходе около 200 г/т. Для регенерации утяжелителя из разбавленных суспензий применяют магнитную сепарацию. Плотность тяжелой суспензии регулируется, как правило, автоматически с точностью от 20 до 2,5 кг/м³. Рудную пульпу и тяжелую суспензию («Хосокура», «Рунберг» и др.) подают в гидроциклоны либо насосом (см. рис. 4.4, а), либо самотеком (см. рис. 4.4, 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 (см. рис. 4.4, 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. Однако процесс разделения мелких классов руды в тяжелосредних гидроциклонах пока не получил широкого распространения в практике обогащения в основном по техническим причинам (трудности подготовки руды, дренажа и регенерации суспензии, износ гидроциклонов, большие потери утяжелителя, отсутствие эффективных грохотов и износоустойчивых насосов).

Производительность установок для предконцентрации руд в тяжелых суспензиях составляет 10—750 т/ч при себестоимости обогащения 16—90 коп/т.

Выход легкой (отвальной) фракции при предконцентрации, например, полиметаллических руд составляет 20—70 % при потерях свинца в ней 0,2—5 %, цинка — 1—20 %.

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—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 % общего расхода ее на фабриках («Ремсбек», «Мегген» и др.), воды — 0,4—1,4 м³/т или около 10 % общего ее расхода, число рабочих — 2—8 % их списочного состава на фабрике.

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

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 3200 кг/м³ с хорошими реологическими свойствами. Однако точность разделения и выход легкой фракции при применении отсадки меньше. Поэтому эффективность ее использования для предварительной концентрации руд уменьшается с повышением стоимости последующего их обогащения.

Комбинированные схемы обогащения руд в тяжелых суспензиях с использованием отсадки для предконцентрации мелких классов применяют в Великобритании и Франции. Отсадку для предконцентрации руд в СССР используют на Лениногорской, Текелийской и Норильской фабриках.

Для автоматической сортировки созданы высокопроизводительные сепараторы (фирм «Гансонс Сортекс», Великобритания, «Ор Сортиер», 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. Их появление способствует более широкому применению метода

автоматической рудосортировки при обогащении различных типов руд.

Так, сепараторы фирмы «Ор Сorter», 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 % никеля и 97,5 % меди (в Канаде).

В Австралии на радиометрической установке «Ор Сorter» (модель 10) осуществляют предконцентрацию сульфидных полиметаллических руд крупностью —76+19 мм, обеспечивая извлечение в концентрат, %: 94,2—97,2 свинца; 92,8—97,9 цинка; 86,8—88,4 меди; 95,3—97,6 серебра и 95,2 золота при выходе концентрата 36,5—50,5 %. Аналогичную установку используют в Австралии для предконцентрации медно-серебряных руд крупностью —203+9 мм с извлечением меди 98,9 %, серебра—98 %. Для отделения малахита от известняка при предконцентрации окисленных медных руд крупностью —12,7+6,4 мм используют сепаратор «Сортекс 621 М», обеспечивающий извлечение меди 82,8 %.

§ 4.6. СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ ДОБЫВАЕМЫХ РУД И ИХ УСРЕДНЕНИЕМ

Основные задачи системы управления качеством добываемых руд и их усреднением:

- обеспечение соответствия качества планируемой к переработке («проектной») руды, оптимальной для принятой технологии ее обогащения, и фактически поступающей на обогащение;

- нейтрализация неблагоприятных особенностей вещественного состава добываемых руд с учетом их технологических свойств;

- обеспечение наиболее эффективного раскрытия минералов;

- комплексное использование сырья при минимальной себестоимости не только процессов рудоподготовки и последующего обогащения, но и в единой системе горный цех — обогатительная фабрика.

Традиционная схема подготовки руд к обогащению (рис. 4.5, а), основанная на контроле и регулировании содержания основного ценного компонента в горной массе и используемая в настоящее время на большинстве горных предприятий, не обеспечивает выполнения перечисленных условий. Она не предусматривает удаления породы из горной массы и повышения содержания извлекаемых компонентов в руде, выделения технологических сортов руд и их усреднения.

Повышение качества поступающей на обогащение руды по содержанию полезных компонентов, физико-химическим свойствам может быть обеспечено при осуществлении предложенной (на основании работ Механобра, ВНИПИГорцветмета, МГИ, ИПКОН АН СССР и др.) системы рудоподготовки и управления качеством руд, предусматривающей последовательное решение комплекса

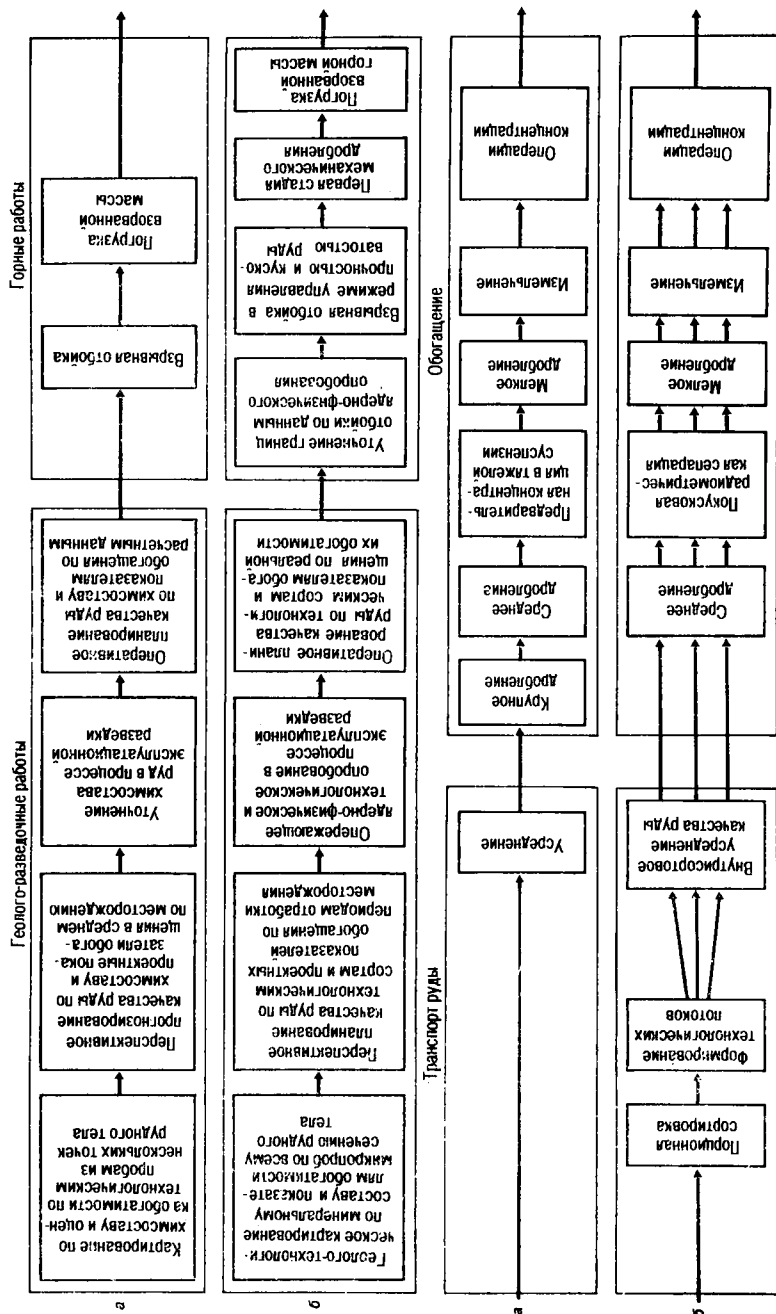


Рис. 4.5. Схема традиционной (а) и предлагаемой (б) систем подготовки руд к обогащению и управления их качеством

геолого-маркшейдерских, технологических горных и обогащательных задач (рис. 4.5 б). Ее основа — использование разработанных ядерно-физических методов и современных технических средств, позволяющих определять содержание металлов и элементов как в массиве (в скважинах, на поверхности горных выработок), так и в потоке (в транспортных емкостях, на конвейерной ленте, в пульпе), т. е. на всех стадиях разведки, добычи, сортировки и обогащения руд.

Основные элементы системы (см. рис. 4.5, б):

геолого-технологическое картирование по минеральному составу и показателям обогатимости малообъемных проб по всему сечению рудного тела при детальной геологической разведке месторождения, чтобы выявить, изучить, оконтурить в пространстве и определить запасы технологических типов и сортов руд, а затем на его основе разработать эффективные методы добычи руд по сортам и усреднения их не только по содержанию металлов, но и по физико-механическим и структурно-минералогическим свойствам (что особенно важно). Технологическое картирование обеспечивает стабилизацию технологического процесса, повышение производительности действующих фабрик и показателей обогащения без дополнительных затрат, гарантированный выход на проектные показатели новых предприятий;

опережающее технологическое опробование горной массы с использованием ядерно-физических методов контроля ее состава при эксплуатационной разведке. Роль опережающего технологического опробования особенно возрастает в условиях многосортности, значительных колебаний качества перерабатываемых труднообогатимых руд. Например, осуществление его на Учалинском ГОКе привело к повышению извлечения основных металлов на 3,4—3,8 % и качества медных и цинковых концентратов на 6,2—8,5 %;

планирование качества добываемой руды по технологическим сортам и показателям обогащения при разработке перспективных и текущих планов горных работ, что позволяет резко повысить эффективность обогащательного передела и комплексность использования сырья;

отработка рудных тел с учетом границ отбойки по данным ядерно-физического опробования скважин (путем каротажа взрывных скважин, например, на Зырянском и Текелийском рудниках) и горных выработок (рентгенорадиометрическим методом, например, на Дегтярском и Дальнегорском рудниках), что позволяет снизить разубоживание руды на 3—7 % и уменьшить потери металла в бортах на 1—5 %;

получение взорванной горной массы с заданными технологическими и физико-механическими характеристиками. Цель взрывной отбойки — изменение в заданном направлении гранулометрического состава, прочностных свойств отбитой руды, а также ее избирательная дезинтеграция на стадии взрыва и последующего механического разрушения. Принципиальная задача — смещение работы дезинтеграции в сторону процесса взрывного разрушения

горного массива, т. е. обеспечение заданной кусковатости и такой разупрочненности кусков в исходном материале, которые позволили бы в последующем улучшить процесс рудоподготовки на стадиях дробления и измельчения. Например, на Михайловском ГОКе увеличение удельного расхода ВВ до оптимального 1,8—2 кг/м³ при направленной отбойке железистых кварцитов позволило увеличить выход мелких фракций (—200 мм) до 80 %, поднять производительность экскаваторов на 14 % и вследствие разрушения рудной массы повысить производительность крупного дробления в 1,6—1,8, среднего и мелкого дробления в 1,3—1,5 раза, мельниц не менее 10 % и снизить расход электроэнергии на крупное дробление на 50—60 %, среднее и мелкое — на 15—25 %, на измельчение на 8—10 % при одновременном повышении качества концентратов на 0,2—0,5 %;

порционная сортировка горной массы с отделением пустой породы и при необходимости с разделением рудного потока на технологические сорта с применением экспрессных ядерно-физических методов оценки качества руды. Радиометрические контрольные станции (РКС), применяемые при порционной сортировке добытой горной массы в транспортных емкостях на ряде предприятий, перерабатывающих руды цветных металлов, позволяют отделить 10—65 % вмещающих пород с отвальным содержанием в них металлов;

предварительная концентрация руд позволяет повысить качество минерального сырья, направляемого в последующий технологический цикл; обеспечить необходимые условия для вовлечения в добычу и переработку руд с пониженным содержанием полезных ископаемых; вывести часть минерального сырья из дальнейшей переработки и создать оптимизирующие условия в циклах дробления, измельчения и обогащения. Особенно эффективной может оказаться радиометрическая сепарация в сочетании с управлением качеством руды и предварительной ее порционной радиометрической сортировкой в процессе горных работ. Может быть создана единая технология радиометрической сортировки и сепарации, позволяющая в 1,2—1,5 раза повысить содержание металла в руде, поступающей на обогащение.

Конвейерная сортировка, применяемая в условиях циклично-поточной технологии добычи руды, дает возможность еще в карьере удалить пустую и некондиционную руду и таким путем повысить содержание металла в питании обогатительной фабрики и снять нагрузку с дробильного, измельчительного и обогатительного оборудования. За счет этого производственная мощность фабрики может быть увеличена на 15—20 %. Параллельно может решаться задача разделения руды на технологические сорта. Кроме того, применение конвейерных сортировок позволяет на 20—25 % увеличить запасы месторождения за счет снижения бортового содержания металла в руде и прирезки участков с большой долей пустой породы;

усреднение всей массы руды или каждого из технологических сортов по вещественному составу с целью уменьшить колебания

всех показателей качества руды в суточных, сменных и внутри-сменных партиях так, чтобы они не превышали $\pm 10\text{—}15\%$ от среднего (планового) уровня. Первая стадия усреднения руды осуществляется с помощью планирования и управления качеством руды при добыче; следующая стадия усреднения — смешивание руды на слоевых рудничных и фабричных усреднительных складах. Усреднение руды позволяет стабилизировать технологический процесс, вести его на более оптимальном уровне и за счет этого повысить показатели работы обогатительных фабрик по извлечению металлов (в среднем на $1,5\text{—}2\%$), качеству концентратов и производительности передела.

На практике установлено, что на Джезказганском ГМК при усреднении комплексных руд может быть получен суммарный прирост извлечения меди и свинца на $3,5\text{—}4\%$, на Карагайлинском ГОКе — свинца и цинка на $7\text{—}9\%$, Приморском ГОКе — вольфрама на $4\text{—}5\%$. Усреднение руды в условиях Зырянского свинцового комбината позволило сохранить на прежнем уровне извлечение металлов и качество концентрата при уменьшении содержания свинца и цинка в исходной руде в $1,5\text{—}2$ раза.

Рассматриваемая система подготовки руд к обогащению, основанная на использовании ядерно-физических средств контроля и современных методов геологии, маркшейдерии, горного дела и обогащения, позволит не только обеспечить максимальную общую эффективность горно-обогатительного цикла, но и вовлекать в эксплуатацию забалансовые руды и старые отвалы, применять наиболее прогрессивные системы разработки месторождений, в том числе подземным способом.

ГЛАВА 5. ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ПОДГОТОВКА ПУЛЬПЫ К ФЛОТАЦИИ

§ 5.1. СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

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

Максимальная крупность кусков конечного дробленого продукта, поступающего в измельчение, не должна превышать для мельниц рудного само- и полусамоизмельчения $300\text{—}350$ мм; для стержневых мельниц $15\text{—}20$ мм; для шаровых $10\text{—}13$ мм (рис. 2.2). 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.

Одностадийную схему дробления (крупное дробление) часто без предварительного грохочения используют при последующем самоизмельчении или полусамомизмельчении (с добавками 4—8 % шаров) руды («Кобар», «Комото», «Мангула», «Эртсберг», «Нептун», «Блэк» и др.). В остальных случаях на действующих фабриках используют обычно двух- и трехстадийные схемы дробления с открытым (рис. 5.1, а, в, г) и замкнутым (рис. 5.1, б, д) циклами в последней стадии («Колон», «Сью Эл», «Эрденет», «Маммут», «Бугенвиль» и др.). Предварительное грохочение перед

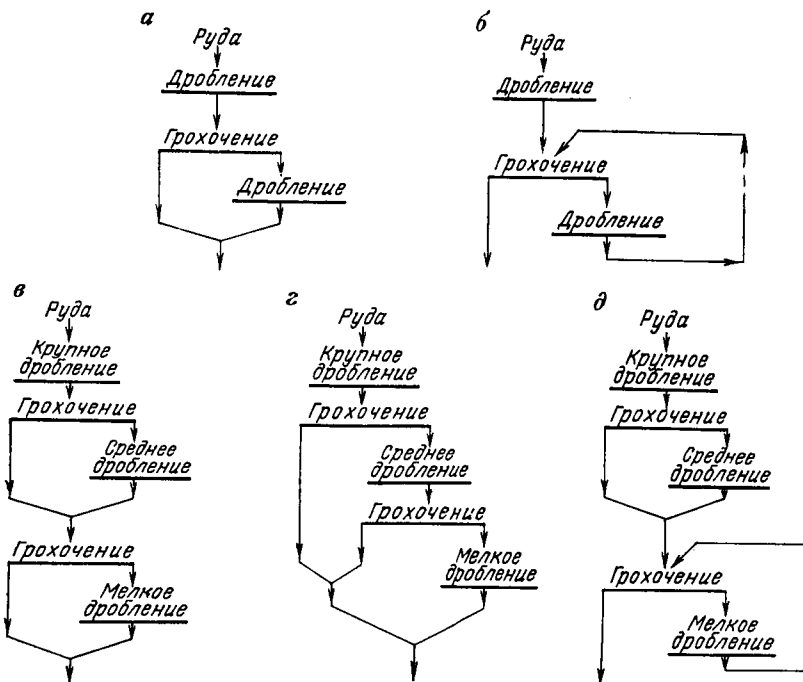


Рис. 5.1. Двухстадийные (а, б) и трехстадийные (в—г) схемы дробления

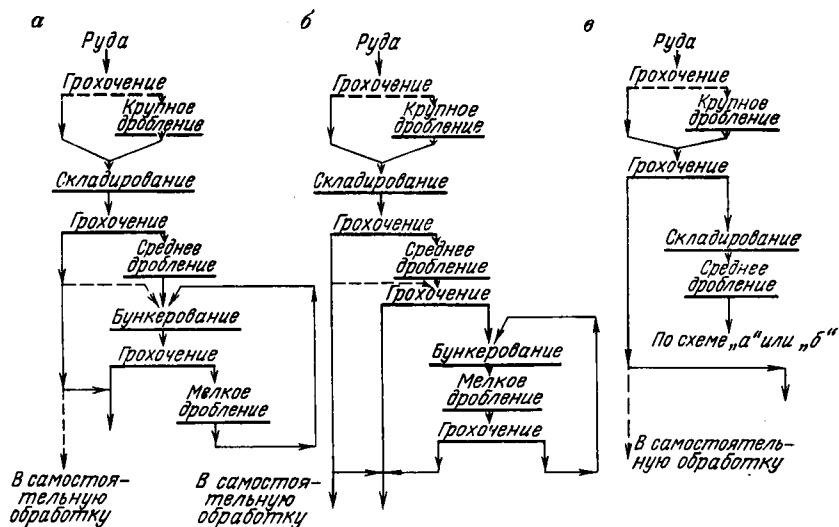


Рис. 5.2. Рекомендуемые трехстадиальные схемы дробления

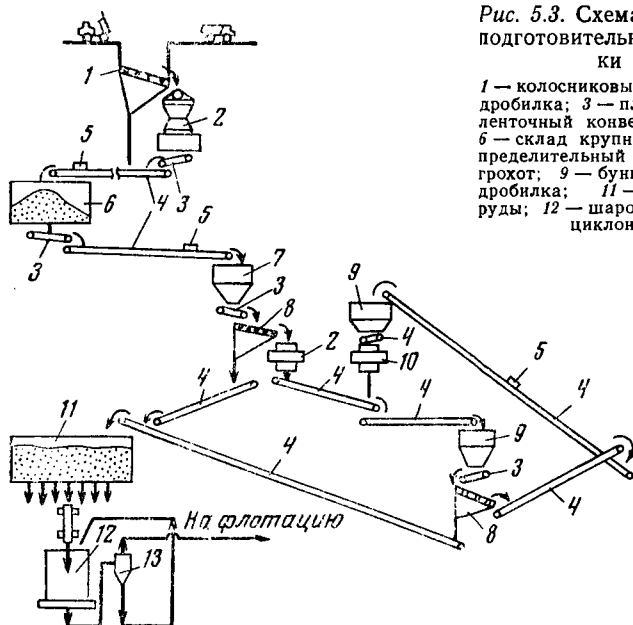
I стадией дробления при наличии достаточного запаса в производительности дробилки, выбираемой по размеру максимального куска руды, необязательно.

Разработка и освоение высокоэффективных, работающих в тяжелых условиях грохотов привело к развитию схем с выделением первичной мелочи в начале процесса и замкнутым циклом в последней стадии дробления для получения продукта крупностью 16—19 мм, поступающего в стержневые, и 10—13 мм — в шаровые мельницы. При этом все более широкое использование получают схемы дробления с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения в последней стадии, с установкой грохотов непосредственно под стандартными и короткоконусными дробилками («Гибралтар», «Колон», «Бугенвиль», «Сиерита» и др.). Для грохочения применяют высокопроизводительные вибрационные грохота площадью 12—24 м² с удельной производительностью по готовому продукту (просеву) не более 15—20 т/(м²·ч). Такие схемы применяют на вновь проектируемых фабриках (рис. 5.2).

Схема, показанная на рис. 5.2, а, целесообразна при дроблении глинистых руд с повышенной влажностью и требующих большого фронта грохочения. Ее применяют, например, в рудоподготовительном комплексе фабрики «Бугенвиль» (рис. 5.3).

Схему, показанную на рис. 5.2, б, используют при дроблении относительно сухих неглинистых руд, не требующих большого фронта грохочения. Для дробления руд с повышенной влажностью и глинистостью и неблагоприятных климатических условиях рекомендуется схема, показанная на рис. 5.2, в, с выделением готового

Рис. 5.3. Схема цепи аппаратов рудо-подготовительного комплекса фабрики «Бугенвиль»:



1 — колосниковый грохот; 2 — конусная дробилка; 3 — пластинчатый питатель; 4 — ленточный конвейер; 5 — конвейерные весы; 6 — склад крупнодробленой руды; 7 — распределительный бункер; 8 — вибрационный грохот; 9 — бункер; 10 — короткоконусная дробилка; 11 — бункер мелкодробленой руды; 12 — шаровая мельница; 13 — гидроциклоны типа «Кребс»

продукта в специальном корпусе грохочения перед складированием крупнодробленой руды.

Выделение перед II стадией первичной мелочи — готового по крупности продукта (который может быть влажным и липким или сухим и пылящим) — вывод его кратчайшим путем из процесса позволяет нормализовать работу всего последующего тракта дробления, грохочения и конвейерного транспорта, избежать «запресовки» короткоконусных дробилок III стадии, улучшить условия труда и сократить число обслуживающего персонала. При этом первичную мелочь, удаляемую из основного потока руды при наличии в ней шламистого материала и растворимых солей, ухудшающих результаты обогащения, можно направлять в самостоятельный цикл обработки.

Достаточная вместимость склада крупнодробленой руды, в свою очередь, обеспечивает непрерывную в рациональном режиме работу оборудования II и III стадии дробления с максимальной равномерной производительностью, регулируемой автоматически. Для транспортировки крупнодробленой руды (до 250—300 мм) от установок крупного дробления, обычно расположенных у борта карьера, до следующих стадий дробления или главных корпусов фабрик все шире используют ленточные конвейеры.

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», «Рутен») (рис. 5.4, а).

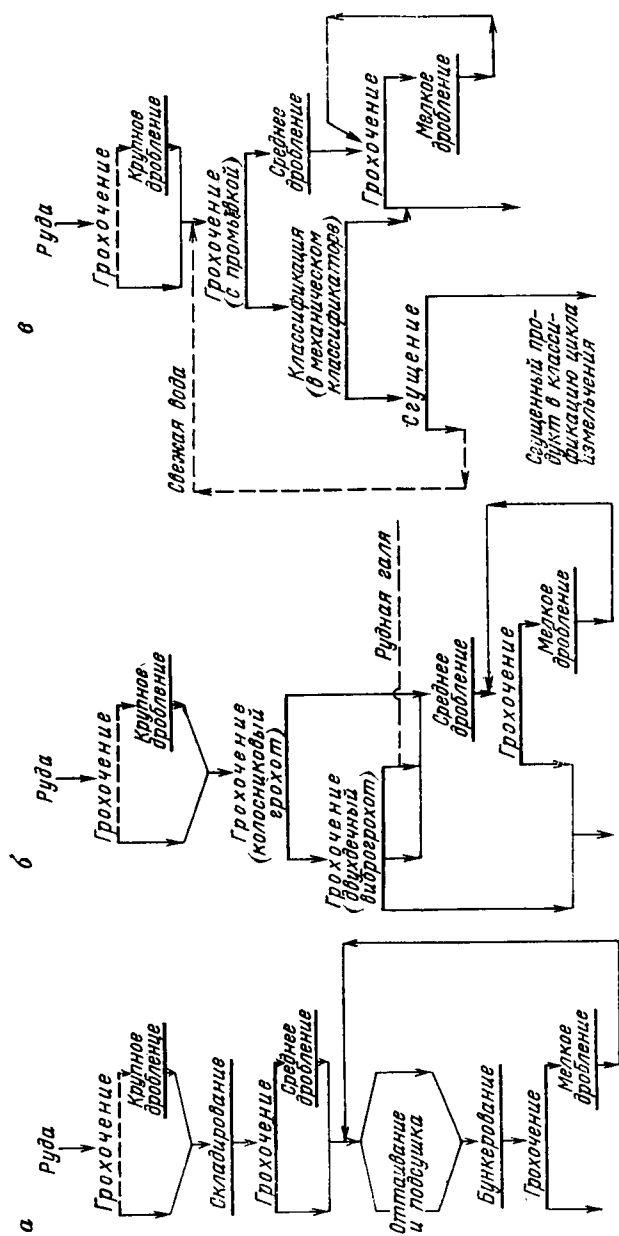


Рис. 5.4. Особые трехстадийные схемы дробления

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

Схема, показанная на рис. 5.4, б, — пример схемы дробления с выделением гали для рудогалечного измельчения, а в схему, показанную на рис. 5.4, 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 %.

§ 5.2. СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Схемы измельчения характеризуются 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 отвалы 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 стадийность схемы измельчения и необходимость включения в нее межцикловых операций обогащения (пенной сепарации, флотации, гравитации), аэрации и выделения первичных шламов.

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

Схемы измельчения в барабанных мельницах с применением 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 агрегатным сростанием их), для которых достаточно крупное измельчение, принимают при любой производительности фабрики *одностадиальную схему измельчения* в шаровых мельницах (рис. 5.5, а). Она получила широкое распространение при строительстве крупных медных и медно-молибденовых фабрик («Сиеррита», «Бугенвиль», «Колон» и др.), на которых используются мельницы с центральной разгрузкой объемом более 100 м³.

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

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. 5.5, б). Схему с предва-

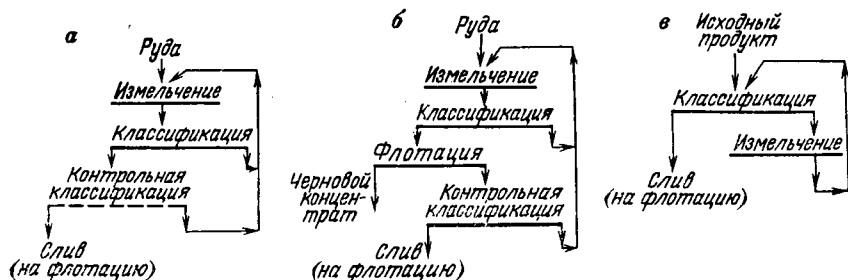


Рис. 5.5. Одностадиальные схемы измельчения

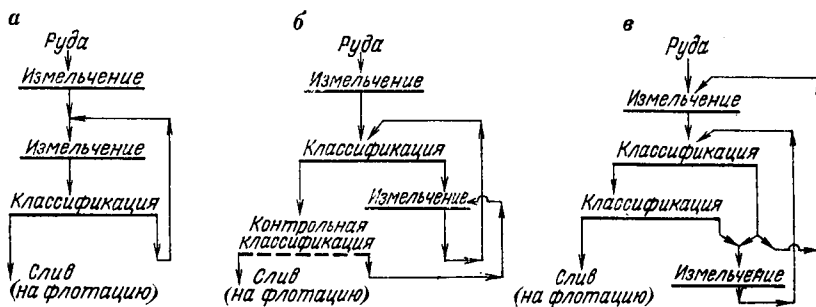


Рис. 5.6. Двухстадиальные схемы измельчения

рительной классификацией (рис. 5.5, 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. 5.5, а) или двумя (рис. 5.6, б, в) приемами классификации. Контрольная классификация способствует стабилизации крупности и плотности питания флотации и используется на некоторых фабриках («Рутен», «Тара» и др.) при грубом конечном измельчении руды и применении пневмомеханических машин.

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 (см. рис. 5.6, а, б), частично замкнутым (см. рис. 5.6, в) и полностью замкнутым (рис. 5.7) циклом в I стадии измельчения.

Широкое применение в открытом цикле I стадии измельчения (см. рис. 5.6, 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 (см. рис. 5.6, в) применяют при неблагоприятном соотношении объемов мельниц II и I стадий и необходимости улучшения использования объема мельниц I стадии измельчения («Медет» и др.).

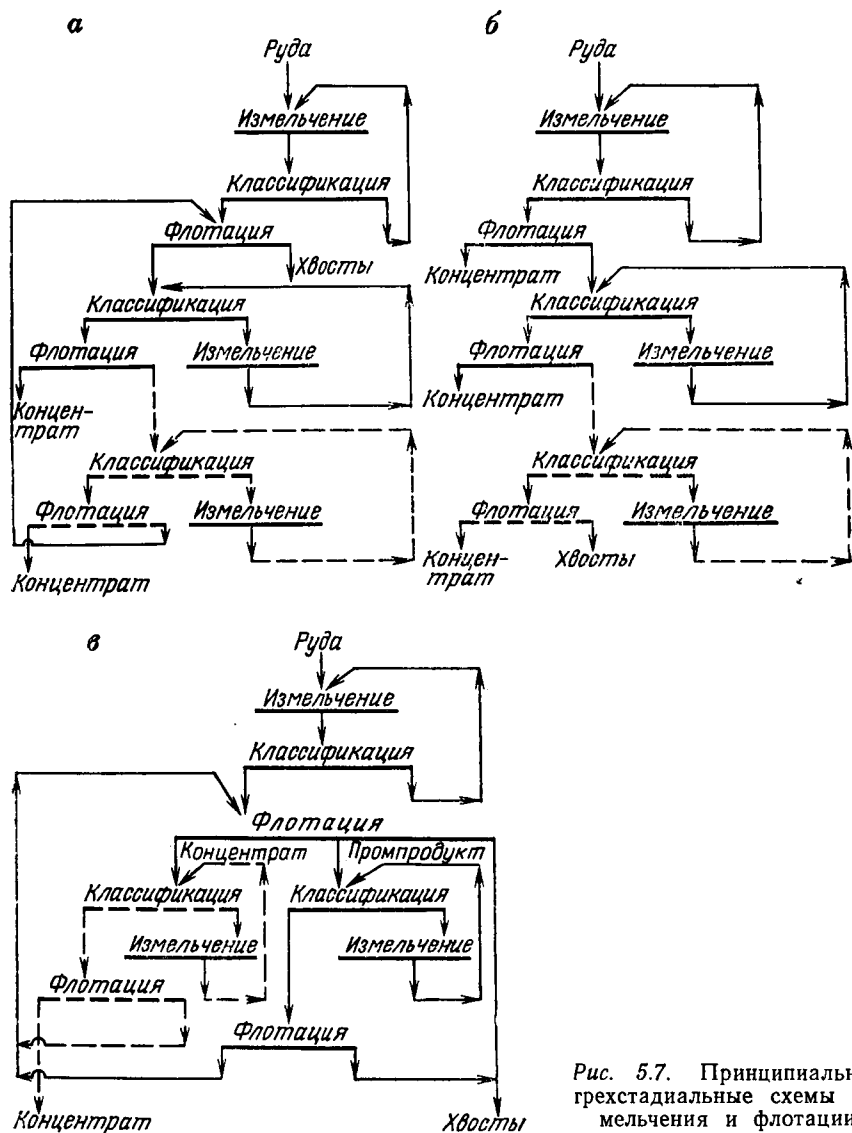


Рис. 5.7. Принципиальные грехстадиальные схемы измельчения и флотации

Схемы с замкнутым циклом в I стадии измельчения (см. рис. 5.7) применяют при необходимости получения более тонкоизмельченного продукта или использования межциклового флотации (Алмалыкская свинцовая, Среднеуральская и др. фабрики). Сложность двух- и трехстадиальных схем измельчения и обогащения при этом увеличивается с возрастанием сложности характера вкрапленности и склонности извлекаемых минералов к переизмельчению. Схемы, показанные на рис. 5.7, характеризуют наи-

более широко используемые на практике принципиальные варианты построения таких схем.

По схеме, показанной на рис. 5.7, 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 во II и III стадиях, 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 перифлотации подвергается только концентрат.

По схеме, показанной на рис. 5.7, 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 некоторые медно-никелевые, полиметаллические, медные и другие руды, 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. 5.7, 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. В СССР такие схемы применяют обычно в более сложном исполнении, когда доизмельчают и другие продукты флотации. Такие 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 перемешкой) 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 удель-

ный расход электроэнергии. Сгущение продукта флотации перед его доизмельчением и загрузка его в мельницу (фабрики «Холден», Гайская и др.) позволяет 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, например, 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 *рудногалечным измельчением* (рис. 5.8). 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 двухстадиаль-

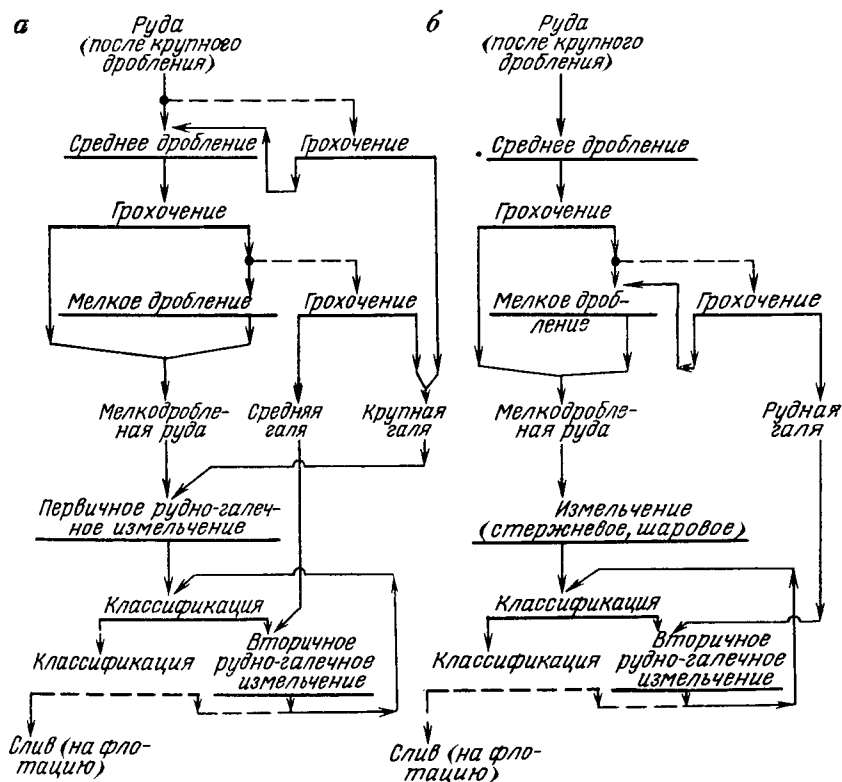


Рис. 5.8. Двухстадиальные схемы с рудногалечным измельчением

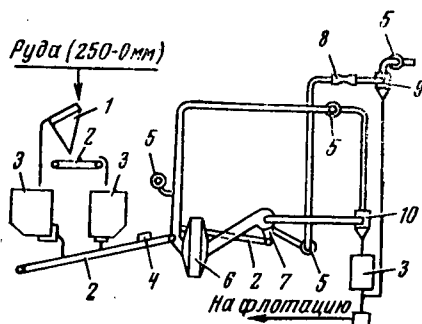


Рис. 5.9. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного отделения фабрики «Мангула»:

1 — вибрационный колосниковый грохот «Гризли»; 2 — ленточный конвейер; 3 — бункер; 4 — конвейерные весы; 5 — вентилятор; 6 — мельница «Аэрофол»; 7 — горизонтальный воздушный классификатор; 8 — трубка Вентури; 9 — гидросепаратор; 10 — гидроциклоны

ные схемы с первичным и вторичным рудногалечным измельчением (см. рис. 5.8, а), а также двухстадиальные схемы со стержневым или шаровым измельчением в I стадии и рудногалечным измельчением во II стадии (см. рис. 5.8, б). Несмотря на снижение производительности мельниц на 30—50 % при переходе во II стадии с шарового на рудногалечное измельчение, установка дополнительных мельниц (например, на фабриках Финляндии) окупается обычно за 2 года.

Схемы с само- и полусамои измельчением 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 рудногалечных) мельницах. Кроме того, исключается конвейерный транспорт и система обеспыливания, связанные с промежуточными стадиями дробления, а также бункерование (складирование) мелкодробленой руды.

Фабрика «Мангула» — одна из немногих фабрик в мире, перерабатывающих руды с применением сухого измельчения в мельницах типа «Аэрофол» (рис. 5.9).

Одностадиальные схемы с мокрым рудным само- или полусамои измельчением (рис. 5.10, а) также применяют сравнительно редко («Кобар», «Камото», «Гендерсон» и др.). Причинами этого являются невыполнение обязательных для этого условий: достаточного и относительно постоянного содержания в руде крупнокускового (+100 мм) твердого материала, выполняющего роль измельчающей среды, и отсутствия в руде более крепких, чем основная масса, разностей, вызывающих образование и аккумуляцию в мельнице рудного самоизмельчения гальки критических размеров, отрицательно влияющей на эффективность измельчения. Применение стальных шаров для предотвращения данного явления не всегда приносит желаемые результаты, так как шары интенсивно разрушают не только гальку и обломки промежуточных классов, но и крупнокусковую руду, увеличивая при этом содержание гальки критических размеров.

Большой гибкостью и универсальностью обладают схемы с дроблением кусков «критического» размера в разгрузке мельниц

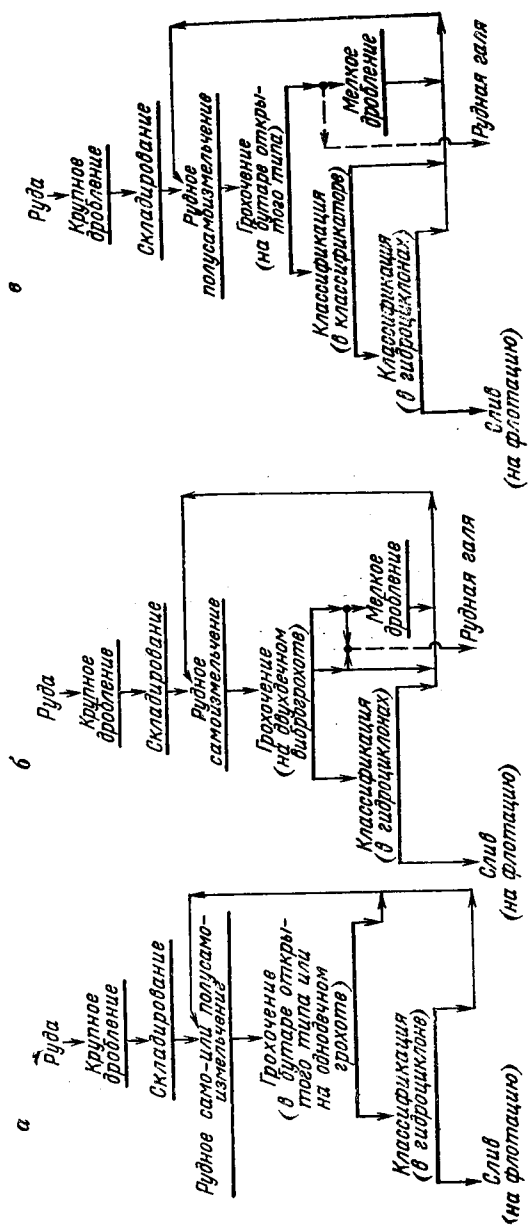


Рис. 5.10. Одностадийные схемы полного рудного само- и полусамомельчения (а) и с операцией дробления кусков «критической» крупности в разгрузке мельницы (б, в)

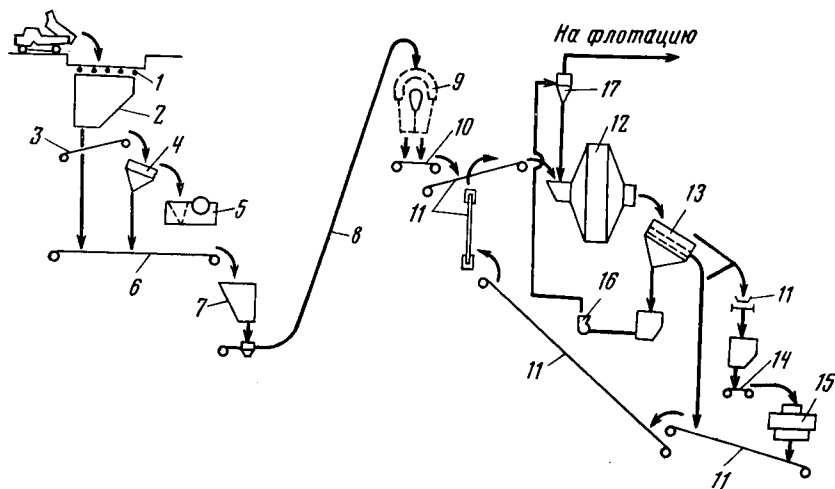


Рис. 5.11. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного комплекса фабрики «Эртсберг»:

1 — предохранительная решетка; 2 — бункер; 3, 10 — питатели пластинчатые; 4 — грохот колосниковый; 5 — дробилка щековая; 6 — конвейер ленточный; 7 — бункера крупнодробленной руды для погрузки в вагонетки канатной дороги; 8 — канатная дорога; 9 — скреперный склад; 11 — конвейеры цикла рудного самоизмельчения; 12 — гидроциклон; 13 — грохот двухдечный вибрационный; 14 — питатель; 15 — дробилка конусная; 16 — насос песковый; 17 — гидроциклон

само- или полусамоизмельчения в короткоконусных дробилках (рис. 5.10, б, в). Они особенно предпочтительны при переработке крепких и вязких руд («Семилкамин», «Эртсберг») (рис. 5.11). Возможность выделения рудной гали при этом позволяет организовать рудногалечное доизмельчение, например, концентратов или промпродуктов.

Наибольшее распространение в мировой практике получили *двухстадиальные схемы с самоизмельчением* (рис. 5.12 и 5.13). 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 (см. рис. 5.12) или рудногалечные (см. рис. 5.13) мельницы.

Схемы с шаровым измельчением во II стадии (см. рис. 5.12) нашли применение на крупных обогатительных фабриках («Айленд Коппер», «Лорнекс», «Пима» и др.). По схеме, показанной на рис. 5.12, а, разгрузка мельницы рудного полусамоизмельчения подвергается грохочению на двухдечном вибрационном грохоте, верхний класс которого возвращается в мельницу ленточными конвейерами. Грохочение разгрузки мельницы рудного полусамоизмельчения по схеме, показанной на рис. 5.12, б, осуществляют в бутаре закрытого типа, нижний продукт которой насосом подают на однодечный вибрационный грохот, установленный выше мель-

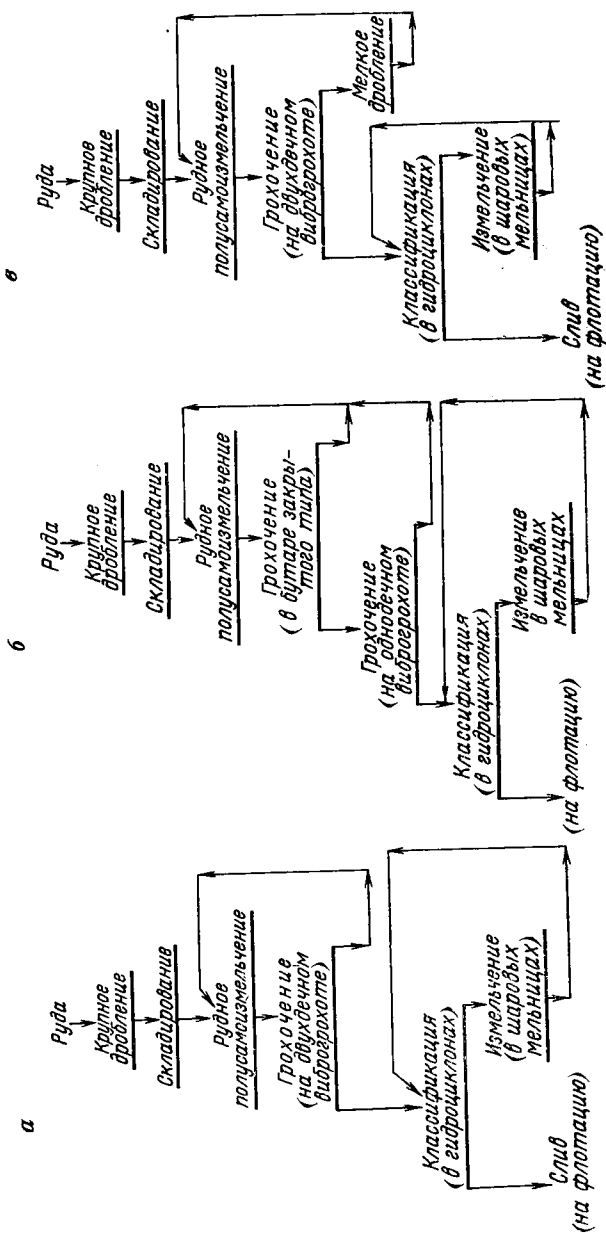


Рис. 5.12. Двухстадийные схемы с самонмельчением в I стадии и шаровым измельчением во II стадии

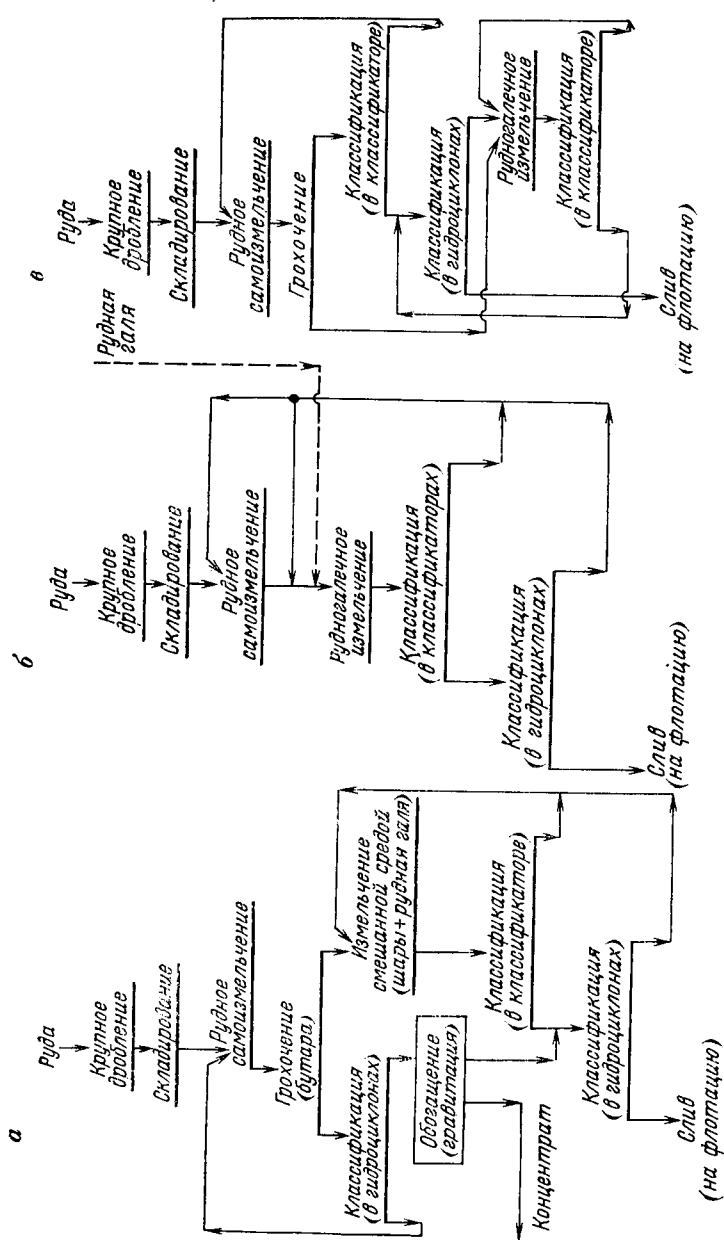


Рис. 5.13. Двухстадийные схемы с самонизмельчением в I стадии и рудногалежным измельчением во II стадии

ницы. Это исключает необходимость в ленточных конвейерах и в отдельных насосах для нижнего продукта вибрационного грохота.

Схема, показанная на рис. 5.12, в, с включением между стадиями дробилки мелкого дробления — наиболее надежная в эксплуатации при переработке руд с неустойчивыми физическими свойствами.

Схемы с рудногалечным измельчением во II стадии (см. рис. 5.13) применяют при измельчении медных («Айтик») и некоторых полиметаллических («Вассбо», «Байя Маре») руд. Схема, показанная на рис. 5.13, а, предпочтительна, когда фракция критической крупности представлена мелкими классами, додробливание которых в дробилке нецелесообразно. Схемы полного рудного самоизмельчения, осуществление которых возможно при наличии рудной гали, получаемой извне (см. рис. 5.13, б) или выделяемой из разгрузки мельницы рудного самоизмельчения (см. рис. 5.13, а), применимы для руд, не образующих в мельнице рудного самоизмельчения, фракцией критической крупности. Схемы, показанные на рис. 5.13, а и 5.13, б, целесообразно применять 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.

§ 5.3. ОСОБЕННОСТИ РЕЖИМОВ И СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

При измельчении окисленных и смешанных руд используются оптимальные технологические режимы и схемы, позволяющие уменьшить шламообразование и переизмельчение минералов. Склонность руд к переизмельчению и шламообразованию приводит к тому, что уже после дробления они имеют высокое содержание первичных шламов. Так, при оптимальной степени измельчения (55—60 % — 0,08 мм) смешанных медных руд месторождения Медет выход класса — 10 мкм составлял 15—16 %. В этом классе концентрировалось 20 % меди (представленной преимущественно окисленными минералами и вторичными сульфидами), которая извлекается при последующей флотации только на 40—50 %. Результаты проведенных на других фабриках ситовых анализов отвальных хвостов флотации окисленных и смешанных руд цветных металлов показывают, что основные потери металлов обусловлены потерями их в тонких классах и шламах. Очевидно, что оптимальные условия измельчения таких руд должны определяться не только максимальной производительностью процесса, но и минимальным переизмельчением.

Результаты исследований по измельчению окисленных и смешанных руд цветных металлов при различных режимах и в различных типах мельниц (шаровой, стержневой, рудногалечной, центробежно-роликовой и т. д.) с целью снижения шламообразования

и переизмельчения полезных ископаемых минералов, позволяют рекомендовать:

включать в технологическую схему предварительную классификацию или промывку дробленой (до 8—10 мм) руды перед измельчением;

устанавливать для измельчения стержневые мельницы с открытым концом или с периферической разгрузкой, обеспечивающие минимальное переизмельчение. Особенно эффективны в этом отношении стержневые мельницы с периферической разгрузкой и двухсторонним питанием. Целесообразно использовать самоизмельчение, а также рудногалечное измельчение, в процессе которых переизмельчение снижается вследствие избирательного действия измельчающей среды;

при измельчении в шаровых мельницах устанавливать оптимальную характеристику шаровой загрузки (массу, максимальный размер шаров и их гранулометрический состав) исходя не из максимальной производительности мельниц, а из условий минимального переизмельчения руды. Из этих условий необходимо устанавливать оптимальную частоту вращения шаровой мельницы, которая для окисленных и смешанных руд может оказаться значительно меньше, чем для сульфидных. Уменьшению шламообразования будет способствовать увеличение циркулирующей нагрузки в цикле измельчения и поддержание содержания твердого в пульпе на уровне 50—60 %, поскольку при меньшей и большей плотностях пульпы наблюдается существенное увеличение шламообразования;

сравнительно высокую степень измельчения достигать по стадияльной схеме, обеспечивающей меньшее переизмельчение хрупких минералов. При этом в I стадии целесообразно использовать самоизмельчение руды, либо устанавливать стержневые мельницы с открытым концом или с периферической разгрузкой, а во II — рудногалечные;

при грубом измельчении по одностадияльной схеме целесообразно использовать самоизмельчение или рудногалечное измельчение, устанавливать стержневые мельницы с открытым концом или с периферической разгрузкой;

для измельчения промежуточных продуктов целесообразно применять рудногалечное измельчение. Уменьшение ошламования минералов при доизмельчении промежуточных продуктов может быть также достигнуто в шаровых мельницах в случае некатарактного режима их работы;

классификацию необходимо осуществлять в высокоэффективных классифицирующих аппаратах (гидроосцилляторы, флотоклассификаторы и т. д.). Эффективность классификации в гидроосцилляторе достигает 80—90 %, тогда как в обычных классификаторах она составляет 40—45 %; производительность по сливу на 1 м² чаши больше в 3,5—5 раз, а занимаемая площадь меньше в 2—2,5 раза. Установка в цикле измельчения флотоклассификатора может оказаться весьма эффективной для флотации в про-

цессе классификации минеральных частиц, освобожденных при однократном прохождении руды через мельницу.

Решению проблемы уменьшения переизмельчения и ошламования минералов будут способствовать также автоматизация цикла измельчения, раздельная флотация песковой и шламовой части измельченной руды в разных типах флотационных машин.

§ 5.4. ПОДГОТОВКА ПУЛЬПЫ К ФЛОТАЦИИ

Задачи подготовки пульпы руд цветных металлов к флотации: унификация свойств многочисленных минералов каждого металла, чтобы обеспечить эффективное извлечение их в одноименные концентраты;

нейтрализация вредного действия на флотацию солей жесткости и солей тяжелых металлов, охристо-глинистых первичных и вторичных шламов;

оптимизация подготовки к флотации частиц различной крупности.

Сульфидные и окисленные минералы значительно различаются характером свободных и ненасыщенных связей на их поверхности. Чем больше доля ионной связи в решетке минерала, по сравнению с ковалентной, тем активнее его поверхность будет взаимодействовать с дипольными молекулами воды, прочнее образующиеся гидратные соли у поверхности минерала и тем хуже, при прочих равных условиях, его флотационная способность. Унификация поверхностных свойств различных окисленных и окисляющихся сульфидных минералов цветных металлов достигается применением сульфидизаторов, в качестве которых применяют чаще всего сернистый натрий Na_2S , гидросульфид натрия NaHS или их смесь. В результате взаимодействия сульфидных ионов с поверхностью минералов цветных металлов на них появляется пленка сульфида меди, свинца или цинка, более или менее одинаковая для всех минералов данного металла, в результате чего их поверхностные и флотационные свойства сближаются.

Роль сульфидизатора сводится не только к унификации поверхности минералов каждого металла. Большое значение имеет также удаление из жидкой фазы пульпы солей тяжелых металлов (меди, цинка, свинца, железа и др.), вызывающих бесполезный расход собирателя за счет осаждения его в виде труднорастворимых соединений, активацию флотации минералов породы и депрессируемых минералов (например, сульфидов цинка). Для предотвращения активирующего действия ионов меди, помимо сернистого натрия иногда используют также цианид. При высоком содержании в пульпе растворимых солей двухвалентного железа (например, в некоторых окисленных рудах «средневековых разработок» в СФРЮ) хорошие результаты по нейтрализации их вредного действия достигаются (по данным М. Йошича) частичным окислением ионов железа марганцовистокислым калием в присут-

ствии извести, вызывающей коагуляцию и осаждение образующихся осадков гидроксида трехвалентного железа.

Вредное влияние солей жесткости и щелочноземельных металлов выражается в осаждении оксигидрильных собирателей из раствора в виде осадков труднорастворимых мыл, активации флотации минералов породы, возникающих трудностях при сульфидизации и последующей флотации окисленных минералов свинца, меди и цинка с сульфидгидрильными и катионными собирателями. Нейтрализация вредного действия таких солей в процессе подготовки пульпы к флотации достигается:

осаждением солей щелочноземельных металлов загрузкой соды, фосфатных соединений или жидкого стекла. Остаточная концентрация катионов растворимых солей в пульпе при использовании соды будет определяться условиями равновесия их с осадком карбоната кальция, при использовании фосфатов — с осадком фосфата кальция. Фосфат при этом является более эффективным реагентом, чем сода. Его расход при всех значениях pH пульпы будет обусловлен только необходимым стехиометрическим расходом для связывания ионов кальция в труднорастворимый осадок фосфата кальция. Жидкое стекло образует с катионами щелочноземельных металлов часто валентно-насыщенные соединения, которые могут оказывать на карбонатные минералы породы депрессирующее воздействие;

связыванием солей щелочноземельных металлов в труднодиссоциируемые комплексные ионы загрузками солей аммония (например, сульфата аммония).

При значительном содержании растворимых солей в промышленной или оборотной воде ее подвергают необходимой обработке (кондиционированию) до поступления на фабрику.

Одна из главных задач пульпоподготовки — н е й т р а л и з а ц и я вредного влияния шламов при флотации, которые:

как и легкофлотирующиеся минералы породы могут значительно ухудшать качество концентратов;

налипая на поверхность крупных зерен флотируемых минералов и покрывая в результате этого их поверхность слоем гидрофильных шламистых частиц, резко ухудшают извлечение их в концентрат;

обладая большой поверхностью, способной к поглощению или разложению флотационных реагентов, вызывают резкое увеличение их расхода;

обладая повышенной способностью к растворению, вызывают нежелательную активацию депрессируемых или депрессию флотируемых минералов, что приводит к значительному ухудшению селективности флотационного процесса.

Нейтрализация вредного действия шламов при флотации до настоящего времени является проблемой. Для этого на практике часто используют предварительное обесшламливание перед измельчением, в процессе измельчения или перед флотацией. Выделенные таким образом шламы помимо шламообразующих минералов часто

имеют значительное содержание переизмельченных полезных минералов (относящихся, как правило, к мягким и хрупким разновидностям, которые во избежание потерь должны извлекаться из шламов в условиях специального режима флотации). Другой способ уменьшения шламообразования — обработка пульпы реагентами-пептизаторами, в качестве которых используют соду, жидкое стекло, фосфаты, КМЦ и другие органические и неорганические соединения. Эти реагенты гидрофилизуют поверхность шламистых частиц, предотвращают их коагуляцию и осаждение на более крупных зернах флотируемых минералов, обеспечивая тем самым их эффективную флотацию, а за счет минимального перехода шламов в концентрат — резкое улучшение его качества. Эффективность нейтрализации вредного влияния шламов значительно возрастает при обоснованном выборе схемы и условий измельчения, исключающих излишнее переизмельчение минералов, а также схемы подготовки материала перед флотацией и флотационных аппаратов.

Совершенствование способов подготовки пульпы перед флотацией в первую очередь включает создание крупного специального оборудования, способного обеспечить эффективность перемешивания и аэрации пульп, барботирования их различными газами, пропарки и других операций с целью:

обеспечения оптимальных условий нейтрализации вредного влияния растворимых солей и шламов, избирательного окисления или восстановления катионов, анионов в жидкой фазе пульпы или поверхности отдельных минералов;

создания необходимого окислительно-восстановительного потенциала пульпы, обеспечивающего оптимальные условия взаимодействия минеральной поверхности с загружаемыми реагентами. Кроме того, важное значение для решения этих же задач приобретает физико-химическая подготовка пульпы к флотации путем использования магнитного, ультразвукового, электрохимического и других энергетических воздействий на стадиях измельчения, классификации и флотации руд.

§ 5.5. ВЛИЯНИЕ КРУПНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕННОГО МАТЕРИАЛА НА ВЫБОР ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН, РЕЖИМОВ И СХЕМ ФЛОТАЦИИ

Скорость флотации зерен различной крупности неодинакова: лучше всего извлекаются зерна промежуточных классов, крупные зерна (более 0,1 мм) и тонкие частицы (менее 10—15 мкм) флотируются гораздо хуже.

Причины худшей флотируемости тонких частиц: малая вероятность встречи с пузырьками воздуха, поскольку при обтекании пузырьков воздуха потоком пульпы очень мелкие частицы, в отличие от крупных, относятся этими потоками и не встречаются с пузырьком;

недостаточная кинетическая энергия тонких частиц для преодоления энергетического барьера разрушения гидратной прослойки между пузырьком и частицей при их встрече;

недостаточность поверхности пузырьков для закрепления на них тонких зерен при малой аэрации и большом содержании шламистых частиц;

более высокая степень гидрофильности отдельных тонких частиц (вследствие, например, их окисления) или их агрегатов с такими же частичками минералов пустой породы.

Основная причина худшей флотиремости крупных частиц — большие силы, отрывающие такие частицы от пузырьков воздуха.

Повышения эффективности извлечения тонких частиц из шламистых материалов при использовании обычных флотационных машин достигают применением селективной флокуляции тонких частиц во флокулы оптимального размера добавками соответствующих реагентов. Скорость флотации таких флокул при «эмульсионной», «агломерационной» и других видах флотации (например, с «носителем») часто больше скорости флотации частиц обычно флотационной крупности, поскольку вероятность их столкновения с пузырьком воздуха неизмеримо больше, чем одних тонких частиц.

Значительные успехи в последнее время достигнуты в разработке и применении для флотации шламистых материалов специальных конструкций флотационных машин, аэрация пульпы в которых сопровождается выделением воздуха из раствора, что создает оптимальные условия наиболее вероятного возникновения пузырьков в первую очередь на гидрофобной поверхности тонких частиц флотируемого минерала, вследствие большой их удельной поверхности. К ним относят флотационные машины с раздельными зонами аэрации и флотации, вакуумной, компрессионной, ионной и флокулярной флотации, электрофлотации.

Для повышения эффективности флотации крупных зерен необходимо увеличить вероятность их закрепления W_z , сохранения на пузырьках W_c и удержания в пене W_y . Практически это осуществляется применением для флотации грубозернистых материалов специальных конструкций флотационных машин, характеризующихся малой турбулентностью движения пульпы и небольшими инерционными силами отрыва частицы от пузырька, что приводит к резкому увеличению W_c .

Наибольшая крупность минеральных частиц будет достигаться при минимальном ускорении их отрыва от пузырька, т. е. при отсутствии перемешивания пульпы, когда на частицу действует только сила тяжести. Такой случай реализован, например, в машинах пенной сепарации (ФП, ФПС) и частично в аэролифтно-механических флотационных машинах, использующих принцип подачи пульпы на пенный слой, с целью резкого увеличения W_z , W_c и W_y . В других конструкциях флота-

ционных машин (например, машинах кипящего слоя «КС», вибрационных машинах «ВФМ» и др.) предусмотрено создание восходящих и близких к ламинарным потоков пульпы, облегчающих подъем крупных частиц при резком уменьшении инерционных сил отрыва и увеличении W_c .

Уменьшение удельных, приходящихся на единицу длины трехфазного периметра прилипания, сил отрыва в условиях особого режима перемешивания и аэрации пульпы, обеспечивающего закрепление нескольких пузырьков на различных участках поверхности частицы, достигается, например, в машинах так называемой аэрофлокуляционной флотации (ФМФ), осуществляемой при осторожном перемешивании и интенсивной аэрации пульпы мелкими пузырьками. Образование аэрофлокул из частиц и пузырьков разных размеров сопровождается весьма резким увеличением длины периметра трехфазного контакта и уменьшением удельных сил отрыва, но требует повышения гидрофобизации поверхности крупных частиц применением смеси гетерополярных и апольарных (например, керосина, трансформаторного, солярового и других масел) реагентов. Повышение прочности пены добавкой специальных веществ и создание особых устройств для ее быстрого, но осторожного съема при использовании всех перечисленных машин способствуют повышению эффективности флотации грубозернистого материала за счет увеличения W_y .

Максимальная крупность флотируемых зерен *сульфидных минералов* составляет 2—3 мм. Минералы, обладающие высокой естественной гидрофобностью и малой плотностью, можно флотировать при большей крупности зерен. Зерна округлой формы (например, россыпное самородное золото) флотируются хуже зерен изометрической формы, которые в свою очередь флотируются хуже, чем зерна чешуйчатой формы.

Эффективность работы механических, пневмомеханических, пневматических и других типов флотационных машин при флотации материала широкого диапазона крупности зависит от аэрированности пульпы, дисперсности и равномерности распределения в ней пузырьков воздуха, оптимальности потока пульпы (около двух объемов пульпы на один объем камеры в минуту), интенсивности съема пены, плотности пульпы.

С увеличением содержания твердого в пульпе (при постоянной производственной мощности фабрики) увеличивается время пребывания T пульпы во флотационной машине и концентрация реагентов C_p в пульпе. Содержание полезных компонентов в пенном продукте β с увеличением плотности пульпы, наоборот, непрерывно падает из-за механического выноса минералов пустой по-

роды; уменьшения флотируемости крупных зерен $W_{\text{ф}}^{\text{к}}$ вследствие возрастающего воздействия со стороны окружающих частиц и увеличения вероятности их отрыва от пузырьков; увеличения флотируемости мелких частиц $W_{\text{ф}}^{\text{м}}$ не только флотируемых минералов, но и минералов породы, вследствие увеличения вероятности

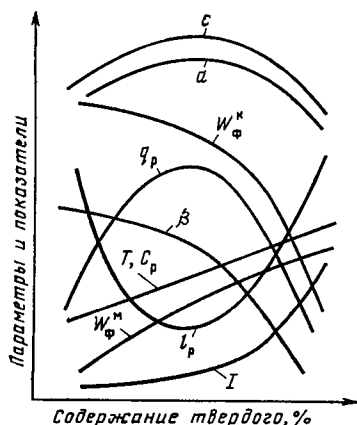


Рис. 5.14. Характер влияния содержания твердого в пульпе на различные параметры и показатели флотации

их столкновения с пузырьками. Содержание шламов при повышении плотности пульпы может возрастать за счет увеличения истираемости I особенно хрупких минералов. Максимальная удельная производительность по руде q_p и минимальный удельный расход электроэнергии по твердому l_p наблюдаются при некоторых оптимальных плотностях пульпы (рис. 5.14). Извлечение полезных компонентов в концентрат ϵ и аэрированность α также имеют экстремальную зависимость от содержания твердого в пульпе.

Наиболее высокое извлечение ϵ и максимальная аэрация α , обусловленная лучшей диспергируемостью и наиболее равномерным распределением воздушных пузырьков, наблюдаются обычно при содержании твердого в пульпе 20—35 %. Однако на практике содержание твердого в пульпе определяется, главным образом, крупностью и плотностью флотируемого материала, назначением операции и требуемым качеством продуктов флотации. Так, в основной и контрольной флотации используют более плотные (30—50 % твердого), в перечистках — более разбавленные (10—25 % твердого) пульпы. Содержание твердого в пульпе обычно возрастает до 35—50 % с увеличением крупности и плотности флотируемого материала и уменьшается до 10—15 % при большом содержании шламов и малой плотности обрабатываемого материала.

Наиболее широко *при обогащении руд по простым схемам* за рубежом применяют механические машины типа «Денвер» и «Вемко-Фагергрин», пневмомеханические типа «Аджитейр» или аэролифтные и колонные машины, удельные затраты электроэнергии в которых обычно ниже, чем в механических машинах с центробежными импеллерами. Они проще в регулировке и надежнее в эксплуатации. При обогащении *полиметаллических руд по сложным схемам* обычно используют механические машины, которые обеспечивают транспортировку промпродуктов без установки дополнительных насосов.

На обогатительных фабриках СССР широко используют механические флотационные машины типа ФМ — в сложных схемах фло-

тации, требующих установки большого числа всасывающих камер и тщательного покамерного регулирования выхода пенного продукта; пневмомеханические типа ФГМ — в простых схемах флотации, при крупности перерабатываемого материала не менее 45 % — 0,074 мм с максимальной крупностью зерен до 1 мм; аэролифтные типа АФМ — в простых схемах флотации, не требующих высокой селективности процесса, с большим выходом пенного продукта.

Использование одного типа машины при переработке материала широкого диапазона крупности приводит к тому, что основные потери полезных минералов в хвостах обогатительных фабрик происходят из-за плохой флотации или крупных, или тонких зерен, или из-за плохой флотации и тех и других. Поэтому при обогащении руд по сложным схемам, включающим циклы флотации крупно- и тонкоизмельченных продуктов, целесообразно применять различные типы флотационных машин. Например, на ряде зарубежных полиметаллических фабрик одновременно применяют машины типов «Денвер», «Вемко-Фагергрин» и «Аджитейр», что позволяет достигать в каждом цикле максимально возможные технологические показатели. Высокопроизводительные новые флотационные машины с камерами большого объема позволяют при этом существенно укрупнять секции, сокращать коммуникации и вспомогательное оборудование, уменьшить число точек и приборов автоматического контроля и управления технологическими процессами, повышать производительность труда.

Стремление создать наиболее благоприятные условия флотации крупных и тонких частиц выражается во все большем распространении в настоящее время на обогатительных фабриках («Твин Бьютс», Джезказганской, Сорской, «Маунт Айза» и др.) *схем с раздельной флотацией песковой и шламовой частей* флотируемого материала, особенно при переработке шламистых руд.

Трудности селективной флотации таких руд обусловлены, во-первых, резким изменением поглощательной способности пульпы по отношению к флотационным реагентам. Тонкие частицы обладают развитой поверхностью, большой адсорбционной способностью и даже незначительное изменение их содержания вызывает резкое изменение концентрации реагентов в пульпе. Поддержание необходимой концентрации реагентов в этих условиях становится затруднительным, а при отсутствии системы автоматического контроля и регулирования — практически невозможным. Недостаточная концентрация собирателя в пульпе приведет к возрастанию потерь, особенно крупных частиц флотируемого минерала, в хвостах, а недостаток депрессора — к разрушению селекции и ухудшению качества концентрата. Попытка обеспечить заведомо достаточную концентрацию собирателя в пульпе за счет больших его расходов приводит, как правило, также к ухудшению селективности флотации.

Во-вторых, неизбирательная коагуляция тонких частиц полезного минерала и минералов пустой породы приводит

при значительной доле в агрегате частиц полезного минерала — к переходу его в пенный продукт и загрязнению концентрата тонкими фракциями пустой породы; при значительной доле в агрегате частиц пустой породы — к переходу его в камерный продукт и возрастанию потерь тонких частиц полезного минерала в хвостах флотации. В свою очередь, налипание тонких частиц пустой породы на крупную частицу флотируемого минерала вызывает подавление ее флотации за счет гидрофилизации поверхности, а при налипании тонких частиц полезного минерала — по механизму «депрессии гидрофобными шламами». В обоих случаях будет наблюдаться снижение извлечения крупных частиц флотируемого минерала.

В-третьих, «б р о н и р о в а н и е» пузырьков тонкими частицами вызывает резкое уменьшение скорости флотации как тонких, так и крупных частиц и изменение прочности пены (от трудноразрушаемой до полного ее гашения), вызывающее нарушение селективности флотации.

Схемы с раздельной обработкой и флотацией песковой и шламовой фракций позволяют практически полностью устранить вредное влияние тонких частиц на флотацию крупных зерен; учесть при разработке реагентного режима более высокую степень окисления тонких частиц сульфидных минералов и концентрацию в шламовой фракции минералов, склонных к переизмельчению; осуществить селективную флокуляцию тонких частиц полезных минералов загрузкой реагентов-флокулянтов или эмульсии аплярных реагентов; создать наиболее благоприятные условия флотационного извлечения полезных минералов как из шламовой, так и песковой фракций. Кроме того, при флотации каждой фракции могут быть приняты оптимальные плотности пульпы, режимы перемешивания, условия аэрации и пенообразования, оптимальное время флотации, что позволяет получать максимальное извлечение металлов.

В некоторых случаях хорошие результаты могут быть получены также *по схеме с раздельной обработкой реагентами песковой и шламовой фракций, но совместной их флотацией*, а также по схеме с перефлотацией песковой фракции хвостов флотации после их обесшламливания (Балхашская, Алмалыкская и другие фабрики). При использовании таких схем удастся хотя и в меньшей степени, учесть различные физические и физико-химические свойства минералов песковой и шламовой фракций, оптимизировать их реагентную обработку перед флотацией и за счет этого повысить показатели обогащения.

Оптимальная технологическая схема обогащения для каждой руды индивидуальна и определяется особенностями ее вещественного состава, физических и физико-химических свойств слагающих ее минералов, поведением их в процессах измельчения и флотации.

Часть III

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

ГЛАВА 6. МЕДНЫЕ РУДЫ

§ 6.1. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД

Медь извлекают из сульфидных, окисленных и смешанных медных и медно-пиритных руд.

К промышленным *сульфидным рудам* относят руды, содержащие более 0,3—0,4 % меди, которая не менее чем на 85—90 % представлена сульфидными минералами. Неизменный спутник сульфидных медных руд — сульфиды железа. Наибольшее промышленное значение из сульфидов меди имеют халькопирит CuFeS_2 , борнит Cu_5FeS_4 и халькозин Cu_2S , из сульфидов железа — пирит FeS_2 .

По своему составу руды разделяют на сплошные сульфидные и вкрапленные.

В сплошных сульфидных **медно-пиритных рудах** содержание основного минерала (пирита) может достигать 90—95 %. Помимо пирита в рудах встречаются другие сульфиды железа — пирротин Fe_7S_8 и марказит FeS_2 . Медь в таких рудах представлена, главным образом, халькопиритом. В зоне вторичного обогащения месторождений этих руд значительная часть меди может быть представлена ее вторичными сульфидами: ковеллином CuS , халькозином, борнитом и сульфосолями: энаргитом Cu_3AsS_4 , тетраэдритом $3\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$ и теннантитом $3\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{As}_2\text{S}_3$. Довольно часто руды содержат в промышленных количествах благородные металлы, связанные, в основном, с пиритом и халькопиритом, значительно реже — с пирротинном. Минералы породы в сплошных медно-пиритных рудах находятся в виде отдельных включений, прожилков и содержание их не превышает 30 %.

Сплошные руды распространены в СССР на всех месторождениях Урала, однако отдельно их добывают в основном на Гайском, Учалинском и Сибайском. Технологические особенности этих руд:

сложное и тесное срастание сульфидов;

присутствие колломорфного пирита, легкая шламуемость и окисляемость которого приводит к образованию большого количества шламов и солей железа, вызывающих депрессию флотации медных минералов;

наличие вторичных и окисленных минералов меди, активирующих пирит в процессе флотации сульфидных и сульфидизированных медных минералов.

В настоящее время значительную часть меди получают при переработке **медно-магнетитовых руд** с содержанием меди от 0,15 % («Тексада») до 0,75 % («Тасу») и железа — от 27 % («Паллабора») до 45 % («Весфроб»). Руды, как правило, комплексные. Наряду с медью, представленной, в основном, халькопиритом, и железом в форме магнетита Fe_3O_4 , они содержат другие ценные компоненты, в том числе цветные и редкие металлы.

Основные запасы меди сосредоточены во **вкрапленных рудах**, наиболее распространенным типом которых являются **медистые песчаники** и **сланцы** с незначительным содержанием пирита. Медные минералы в них обычно представлены халькозином и борнитом, что позволяет получать при их обогащении концентраты с высоким содержанием меди. Минералы вмещающих пород могут быть представлены в зависимости от генезиса месторождения различными соотношениями кварца, полевых шпатов, серицитовых и хлоритовых сланцев, охристо-глинистого материала, кальцита и некоторых других минералов.

Флотация — основной метод обогащения сульфидных медных руд, другие методы обогащения применяют, главным образом, для извлечения элементов-спутников (благородных металлов, железа, олова и др.) и повышения комплексности использования сырья или в процессах предконцентрации руд с целью снижения себестоимости их переработки.

При флотационном обогащении сульфидных медных руд решаются задачи эффективного отделения сульфидных минералов от породы, разделения сульфидов меди и железа, повышения комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов и других ценных компонентов в отдельные продукты или концентраты.

Решение этих задач осложняется присутствием в рудах первичных шламов и растворимых солей, легкофлотируемых минералов вмещающих пород (слюд, хлорито-серицитовых, углистых и оталькованных сланцев, графита и др.), активацией сульфидов железа соединениями меди в результате окисления сульфидных (особенно вторичных) медных минералов и депрессией сульфидов меди продуктами окисления сульфидных минералов железа, переизмельчением особенно вторичных сульфидов и окисленных минералов меди при подготовке к флотации руд с неблагоприятными структурными и текстурными особенностями.

Окисленные и смешанные медные руды находятся в верхних горизонтах практически всех крупных месторождений меди и в начальные этапы их разработки добываются в значительных количествах. К таким месторождениям в СССР относят Джезказганское, Удоканское, Кальмакырское (Алмалыкское), Бошекульское, за рубежом — Инспирейшн, Кананеа, Анаконду, Катангу, Лейкшор и др.

Окисленные и смешанные медные руды минералогически сложнее и разнообразнее, чем первичные сульфидные руды, имеют более тонкую структуру и представляют собой весьма трудную проблему для обогащения. Трудности их обогащения обусловлены, главным образом, тем, что наряду с крайним непостоянством состава руд, значительной каолинизацией и серицитизацией вмещающих пород, высоким содержанием в них охристо-глинистых шламов и растворимых солей, разные минералы меди обладают резко различными флотационными свойствами.

Из большого числа окисленных медных минералов к сравнительно легкофлотируемым относят (помимо сульфидов) минералы так называемой «свободной» меди: малахит $\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$, азурит $\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$, атакамит $\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$, куприт Cu_2O , тенорит CuO ; к труднофлотируемым — минералы «связанной» меди: хризоллу $\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, диоптаз $\text{CuSiO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, практически неизвлекаемые алюмосиликаты и фосфаты меди (бирюза $\text{CuAl}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, элит $\text{Cu}_5(\text{PO}_4)_2(\text{OH})_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$, дигидрит), а также медь, тесно связанную с гидроксидами железа и марганца. Минералы «водорастворимой» меди (халькантит $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, бутит) требуют для своего извлечения из раствора применения специальной технологии. Вторичные сульфиды меди (халькозин, ковеллин) флотируются обычно лучше первичных (халькопирита, борнита).

Обогащаемость окисленных и смешанных медных руд определяется содержанием «свободной» и «связанной» меди. В зависимости от их соотношения руды условно делят на относительно легкофлотируемые — неупорные, содержащие более 75 % меди в виде «свободной» меди и сульфидов, и труднофлотируемые, если значительная часть меди (более 25 %) представлена минералами «связанной» меди.

Упорные и легкофлотируемые неупорные руды различают обычно и по характеру вмещающих пород. Неупорные окисленные медные руды приурочены, как правило, к центральной части окисленной зоны месторождений и слагаются сильно окварцованными сиенитами и гранит-порфирами, часто переходящими в сплошные маложелезистые кварциты. Упорные руды, наоборот, характеризуются обычно сильно ожелезненными карбонатными или разрушенными алюмосиликатными породами с высоким содержанием серицитохлоритовых шламов, охристо-глинистого материала.

Основной метод обогащения неупорных окисленных и смешанных руд — флотация. При этом решаются задачи эффективного отделения сульфидных и окисленных минералов меди от пород, разделения сульфидов меди и железа, получения окисленных концентратов, повышения комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов и других ценных компонентов в отдельные продукты или концентраты. Из труднофлотируемых и упорных руд медь извлекают гидрометаллургическими методами или по комбинированным схемам, преду-

смаатривающим использование методов металлургии и обогащения.

Требования к получаемым при обогащении медным и пиритным концентратам определяются в зависимости от типа руды и принятого метода их металлургической переработки. Содержание меди в медных концентратах различных марок (по ОСТ-77—74) составляет 12—40 % при допустимом содержании в них цинка 2—11 % и свинца — 2,5—9 %. В **пиритных концентратах** (по ГОСТ 444—75) содержание серы колеблется от 38 до 47 % при суммарном содержании в них свинца и цинка не более 1 %. Такие концентраты являются сырьем сернокислотной или других отраслей химической промышленности, а золотосодержащий пиритный концентрат — источником дополнительного получения золота.

§ 6.2. ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ И МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ МЕДИ

Все сульфидные минералы меди и железа относят к легкофлотируемым, если только поверхность их не чрезмерно окислена. Основной собиратель — ксантогенаты.

Необходимая концентрация ксантогената в пульпе при флотации всех *сульфидов меди и железа* повышается с увеличением pH (рис. 6.1). Каждому значению pH соответствует концентрация ксантогената, при которой обеспечивается полное или максимальное извлечение данного минерала. Ее значение при этом определяется только длиной аполярной цепи собирателя и практически не зависит от месторождения руды, из которой флотируется данный сульфидный минерал. При флотации сульфидов меди концентрация ксантогената $[Kx^-]$ в пульпе должна быть не меньше необходимой для наиболее труднофлотируемого минерала — халькопирита, а при флотации сульфидов железа или коллективной их флотации с сульфидами меди — не меньше, чем для пирита (см. рис. 6.1).

В результате термодинамического анализа возможных реакций собирателя в приэлектродной зоне минерала (с учетом состояния его поверхности) и сопоставления полученных результатов с экс-

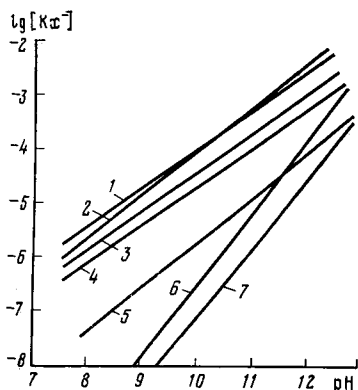


Рис. 6.1. Влияние pH на необходимую концентрацию этилового ксантогената, обеспечивающего полную (максимальную) флотацию пирита (1), пирротина (2), марказита (3), халькопирита (4), борнита (5), ковеллина (6) и халькози-на (7)

периментальными данными (см. рис. 6.1) получены расчетные уравнения необходимой $[Kx^-]$ при флотации халькопирита [уравнение (6.1)] и пирита [уравнение (6.2)]:

$$\lg [Kx^-] = \{0,96 + (1/13) \lg [Cu^+] [Kx^-] + (12/13) \lg [FeOH^+] [Kx^-]\} + (9/13) pH + (2/3) \lg [SO_3^{2-}]; \quad (6.1)$$

$$\lg [Kx^-] = \{-0,29 + \lg [FeOH^+] [Kx^-]\} + (5/7) pH + (1/7) \lg [S_2O_3^{2-}]. \quad (6.2)$$

Значения $\lg [MeOH^+] [Kx^-]$ при использовании этилового ксантогената составляют для халькопирита 11,53, для пирита 10,46. При использовании бутилового ксантогената необходимая $[Kx^-]$ в 10 раз меньше.

Графическая зависимость плотности сорбции бутилового и этилового ксантогенатов на поверхности *пиритов и халькопиритов* разных месторождений от соотношения имеющейся в растворе и необходимой для максимального извлечения минералов $[Kx^-]$ представляет собой семейство прямых, исходящих из одной точки (рис. 6.2). Сорбция ксантогената на поверхности пирита и халько-

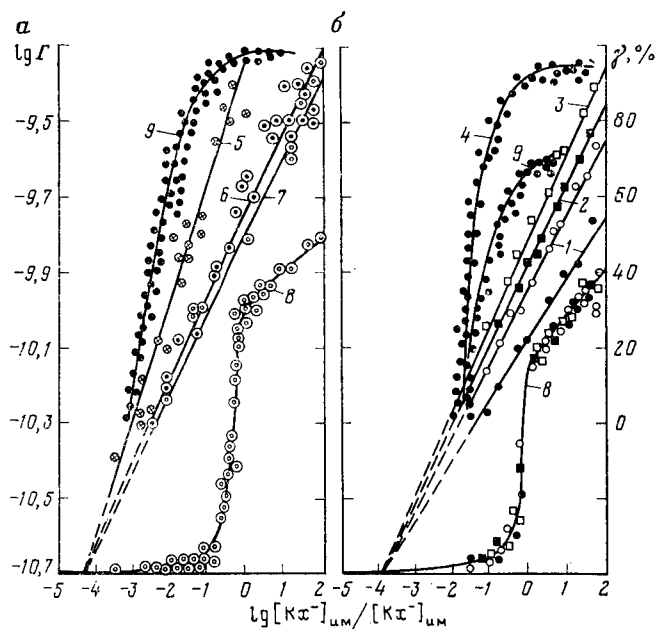


Рис. 6.2. Влияние соотношения имеющейся $[Kx^-]_{нм}$ и необходимой $[Kx^-]_н$ концентраций бутилового (1—5) и этилового (6, 7) ксантогенатов на сорбцию Γ (моль/см²) продуктов их химического взаимодействия (1—7) и диксантогенида (8) на поверхности пиритов (а) и халькопиритов (б) разных месторождений и их флотиремость γ (9) при различных исходных концентрациях собирателя (1—4, 9) или рН пульпы (5—7, 9).

пирита начинается, когда его концентрация в растворе примерно на 4 порядка меньше необходимой для полной (максимальной) флотации минералов. При равенстве имеющейся и необходимой $[Kx^-]$ в растворе на поверхности пирита, как и на поверхности халькопирита, наблюдается интенсивное образование диксантогенита. Различия во флотационном поведении одного и того же минерала разных месторождений при $[Kx^-]$ в пульпе меньше необходимой обусловлены неодинаковыми плотностью общей сорбции собирателя и соотношением химической и физической форм его закрепления на поверхности разных образцов минерала вследствие различной степени их окисления.

Различная степень окисления поверхности флотируемых сульфидов меди и железа не может изменить значений необходимой $[Kx^-]$ в пульпе при флотации (см. рис. 6.1), хотя и приводит к резким изменениям максимального извлечения, например, сульфидов железа (от 10 до 80 %) и скорости флотации сульфидных минералов.

Дитиофосфаты (аэрофлоты), являясь хорошими собирателями сульфидов меди, в щелочной среде обладают гораздо меньшей флотационной активностью по отношению к сульфидам железа, чем ксантогенаты, и поэтому могут оказаться особенно эффективными при селективной флотации руд с высоким содержанием пирита.

Установлено, что если медь в рудах представлена преимущественно халькопиритом, то в качестве собирателя наиболее часто используют изопропиловый, бутиловый и амиловый ксантогенаты, спиртовые аэрофлоты и изопропилэтилтионоккарбамат (реагент Z-200). В качестве дополнительных собирателей иногда применяют минереки (основную часть которых составляют диксантогениды) и меркаптобензотриазол (реагент Аэро-404), а в качестве пенообразователей — сосновое масло, Т-80, дауфрос.

Если медь в рудах представлена в основном вторичными сульфидами меди, то в качестве собирателя чаще используют смесь низших ксантогенатов или аэрофлотов с более сильными собирателями или аполярными маслами. При флотации в этом случае применяют сильные пенообразователи (ОПСБ, сосновое масло и др.).

Наконец, если в руде присутствуют в сопоставимых количествах и первичные и вторичные сульфиды меди, то в качестве собирателя используют или смесь этилового и высшего ксантогенатов, или сочетание реагента Z-200 с этиловым или изопропиловым ксантогенатами, а в качестве пенообразователя — сосновое масло, метилизобутилкарбинол, дауфрос, аэрофлоты 65 и 71.

Можно полагать, что во всех перечисленных случаях на поверхности флотируемых минералов образуется сорбционный слой с оптимальным соотношением в нем химически закрепившегося и физически сорбированного собирателя.

Депрессия сульфидов железа при селективной флотации руд или разделении коллективных медно-пиритных кон-

центратов осуществляется в щелочной или сильнощелочной среде, позволяющей:

обеспечить наиболее интенсивное их окисление и эффективную депрессию в результате образования на поверхности труднорастворимой гидрофильной пленки гидроксида трехвалентного железа;

повысить избирательность и преимущественность окисления сульфидов железа по отношению к сульфидам меди, в результате чего глубокая депрессия сульфидов железа достигается без существенного снижения флотируемости сульфидов меди;

связать и удалить в осадок в виде труднорастворимых соединений катионы тяжелых металлов и тем самым за счет предотвращения, например, активирующего действия солей меди на сульфиды железа и депрессирующего действия солей закисного железа на сульфиды меди улучшить селективность флотационного разделения сульфидов;

использовать образование значительных количеств низших оксидов серы (сульфитных SO_3^{2-} , тиосульфатных $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ и других ионов) при интенсивном окислении сульфидов железа для повышения селективности флотации, поскольку они оказывают активирующее действие на сульфиды меди, но депрессирующее — на сульфиды железа.

Оптимальное соотношение окисленных и восстановленных форм серы, кислорода, других ионных и молекулярных компонентов в жидкой фазе пульпы при этом достигается аэрацией ее до определенных значений окислительно-восстановительного потенциала. Изменяя ионный и молекулярный составы пульпы, аэрация позволяет одновременно усилить депрессию флотации сульфидов железа за счет образования на их поверхности более плотных покрытий продуктов окисления. Необходимость предварительной аэрации пульпы, как и повышение ее щелочности при флотации, возрастает с увеличением содержания сульфидов железа в руде. Чрезмерное окисление, однако, приводит не только к глубокой депрессии флотации сульфидов железа, но и к ухудшению флотируемости всех сульфидов меди и к повышенному расходу собирателя.

Щелочная и сильнощелочная среды создаются обычно известью, депрессирующее действие которой на сульфиды железа обусловлено не только повышением pH, но и адсорбцией соединений кальция на их поверхности.

Исходя из механизма цементации сульфидной поверхности промежуточными соединениями кальция с компонентами самой поверхности, получены расчетные уравнения необходимого соотношения концентраций ионных компонентов в пульпе при флотации сульфидов меди и железа в известковой среде, в том числе для халькопирита [уравнение (6.3)] и пирита [уравнение (6.4)]:

$$\lg [\text{Kx}^-] - (9/11) \text{pH} + (2/11) \lg [\text{CaOH}^+] = \lg^* K; \quad (6.3)$$

$$\lg [\text{Kx}^-] - (5/6) \text{pH} + (1/6) \lg [\text{CaOH}^+] = \lg K. \quad (6.4)$$

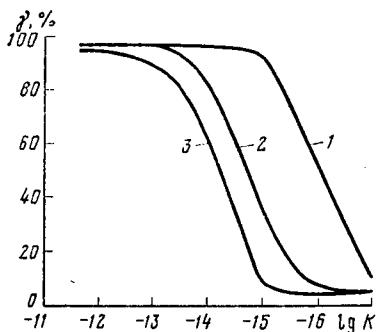


Рис. 6.3. Влияние значения соотношения концентраций ионных компонентов в пульпе в присутствии извести ($\lg K$) на флотуемость γ халькопирита (1), пиритина (2), пирротина (3)

Достоверность полученных уравнений подтверждена в лабораторных и промышленных условиях. В присутствии извести и бутилового ксантогената полная флотация и депрессия флотации достигаются (рис. 6.3) соответственно при значениях $\lg K$, равных для халькопирита —14,8 и —17; для пирита —11,8 и —15,2; для пирротина —13,3 и —16,2.

При наличии в руде «сажистых» образований *вторичных сульфидов* или *окисленных минералов меди* даже в сильнощелочной среде (при pH около 12), создаваемой известью, полной депрессии пирита обеспечить не удастся. Часть его, хотя бы незначительно активированного ионами меди, флотируется с сульфидами меди при любом значении pH. Повышение селективности разделения сульфидов меди и железа в этом случае, а также если часть сульфидов железа представлена арсенопиритом, недостаточно хорошо депрессирующимся в известковой среде, достигается обычно применением цианидов.

Основная причина депрессирующего действия щелочных цианидов на флотацию сульфидов железа, активированного сфалерита и сульфидов меди — не сорбция цианидов, а связывание катионов минералов в прочные комплексные соединения и понижение их концентрации в жидкой фазе пульпы до такой степени, что на минеральной поверхности становится невозможным образование диксантогената или вообще закрепление собирателя.

Расчетные уравнения необходимого соотношения концентраций ионных компонентов при флотации наиболее легкодепрессируемых в присутствии цианида пирита [уравнение (6.5)] и халькопирита [уравнение (6.6)], а также наиболее труднодепрессируемого в этих условиях халькозина [уравнение (6.7)]:

$$\lg [\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}]/[\text{CN}^-]^6 + 2 \lg [\text{Kx}^-] + (2/7) \text{pH} = \lg K; \quad (6.5)$$

$$\lg [\text{Cu}(\text{CN})_2^-]/[\text{CN}^-]^2 + (12/13) \lg [\text{Kx}^-] - (3/13) \text{pH} = \lg K; \quad (6.6)$$

$$\lg [\text{Cu}(\text{CN})_2^-]/[\text{CN}^-]^2 + (2/3) \lg [\text{Kx}^-] + (1/6) \text{pH} = \lg K \quad (6.7)$$

подтверждены в лабораторных и промышленных условиях. При использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената зна-

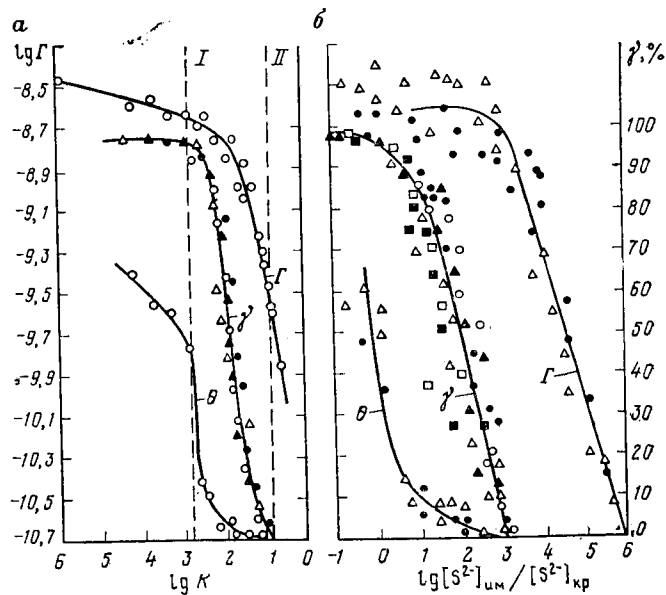


Рис. 6.4. Влияние соотношения концентрации ионов в присутствии цианида (а) и сернистого натрия (б) на плотность сорбции Γ (моль/см²) «химически» закрепившегося собирателя, физически сорбированного диксантогенита θ (моль/см²), а также на флотуемость γ халькозинов при различных концентрациях бутилового ксантогената в растворе:

I, II — $\lg K$ соответственно полной флотации и полной депрессии

чения $\lg K$ для условий полной флотации и депрессии флотации в присутствии цианида составляют соответственно: для пирита 20,87 и 14,87; для халькопирита 0,51 и —2,3; для халькозина 2,85 и 0,85.

Из сопоставления результатов экспериментальной проверки расчетного уравнения необходимого соотношения концентраций ионных компонентов при флотации, например, халькозина (рис. 6.4, а), видно, что в присутствии цианидных ионов в пульпе, как и в ранее рассмотренных случаях (см. рис. 6.2), условиям полной флотации минерала отвечает интенсивное образование диксантогенита на его поверхности, а полной депрессии — отсутствие диксантогенита в сорбционном слое, хотя плотность сорбции химически закрепившегося собирателя может быть в этих условиях еще весьма значительной.

Сернистый натрий используется как сульфидизатор окисленных с поверхности сульфидов и окисленных минералов меди, плохо извлекаемых в обычных условиях флотации.

Количественные зависимости между концентрациями ксантогенатных водородных и сульфидных ионов в пульпе, полученные ранее с учетом механизма действия сернистого натрия для граничных условий флотации сульфидных минералов меди и железа

и десорбции собирателя с их поверхности, имеют одинаковый вид:

$$\lg [S^{2-}] - \lg [Kx^-] - pH = \lg K. \quad (6.8)$$

Значения $\lg K$ при использовании бутилового ксантогената для условий полной флотации, полной депрессии флотации и предотвращения сорбции собирателя на поверхности составляют соответственно: —15,8; —12,8; —9,8 — для халькозина; —16,4; —13,4; —10,4 — для ковеллина; —16,5; —13,5; —11,1 — для борнита; —17,1; —14,1; —11,7 — для халькопирита; —16,05; —13,05; —10,05 — для пирита; —15,85; —12,85; —9,85 — для марказита; —16,65; —13,65; —10,65 — для пирротина. О достоверности полученных зависимостей свидетельствуют результаты исследований (рис. 6.4, б). Аналогичные результаты получены на других сульфидах меди и железа.

Эффективная флотация окисленных минералов цветных металлов с сульфгидрильными собирателями в промышленных условиях достигается лишь после предварительной их сульфидизации. Хорошая флотируемость сульфидизированных окисленных минералов меди при этом обусловлена не только повышением степени гидрофобности их поверхности при сульфидизации, но и возможностью образования на сульфидизированной поверхности смешанных покрытий собирателя, состоящих как из химически закрепившегося ксантогената, так и физически сорбированных на нем молекул диксантогенида. Образование таких покрытий собирателя оказывается возможным благодаря проявлению полупроводниковых свойств сульфидной пленки, выражающемуся в частичном окислении сорбированного ксантогената на поверхности до диксантогенида.

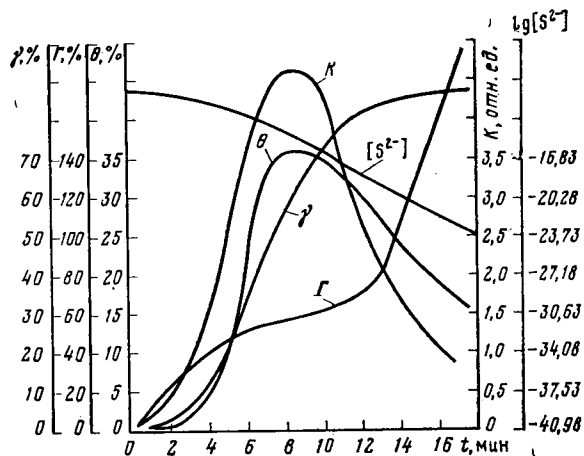


Рис. 6.5. Зависимость общей сорбции собирателя Γ (% условного моно слоя), содержания диксантогенида θ (% общей сорбции собирателя) в сорбционном слое, флотируемости γ и скорости флотации K (рассчитанной по уравнению К. Ф. Белоглазова) малахита в присутствии сернистого натрия от времени флотации t при $pH\ 9,5 \pm 0,1$ и концентрации бутилового ксантогената калия 20 мг/л

Наблюдается довольно резкая зависимость флотуемости, например, сульфидизированного м а л а х и т а от наличия и содержания диксантогенита в сорбционном слое собирателя на их поверхности (рис. 6.5).

Излишне высокая концентрация сульфидных ионов в растворе в течение нескольких минут предотвращает образование диксантогенита и флотацию сульфидизированных м а л а х и т а и ц е р у с с и т а, несмотря на наличие на их поверхности химически закрепившегося ксантогената. Появление диксантогенита в сорбционном слое собирателя после соответствующего понижения $[S^{2-}]$ за счет протекающей реакции сульфидизации и окисления сульфидных ионов вызывает бурную флотацию минералов (см. кривые θ , γ , K на рис. 6.5). При этом общая плотность сорбции Γ собирателя изменяется весьма незначительно и в условиях максимальной скорости K их флотации не превышает условного монослоя. Дальнейшее увеличение общей плотности сорбции, обусловленное окислением сульфидной пленки (из-за недостаточной уже $[S^{2-}]$ в пульпе) и сопровождающееся уменьшением содержания диксантогенита в сорбционном слое, приводит не к возрастанию, а к понижению скорости флотации обоих минералов.

Аналогичные результаты получены на других минералах меди (азурите, куприте, халькопирите) и свинцовых минералах (галените, англезите, вульфените и пироморфите).

Очевидно, что максимальная скорость флотации K минералов отвечает оптимальной $[S^{2-}]$ в пульпе при данном значении рН.

Экспериментальные значения $[S^{2-}]$, обеспечивающие максимальную скорость флотации различных минералов меди при разных значениях рН, показывают (рис. 6.6, а), что они не зависят от месторождения, с которого взяты минералы, но значительно зависят от значений рН пульпы и концентрации в ней собирателя.

Оптимальные условия сульфидизации и флотации окисленных минералов меди (малахита, азурита, куприта) и окисленного халькопирита соответствуют оптимальным условиям флотации халькозина и ковеллина в присутствии сульфидных ионов (при окислении сульфидной серы до S^0) и при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената (But Kx) описываются количественной зависимостью между концентрациями сульфидных, ксантогенатных и водородных ионов:

$$\lg [S^{2-}] = -16,1 + \lg [\text{But Kx}^-] + \text{pH}. \quad (6.9)$$

Значение свободного члена ($-16,1$) в полученной зависимости является средним между его значениями в аналогичных зависимостях для халькозина ($-15,8$) и ковеллина ($-16,4$). Поскольку значения свободного члена для борнита ($-16,5$) и ковеллина ($-16,4$) также близки, можно считать, что оптимальные условия флотации окисленных минералов (малахита, азурита, куприта) и сульфидов меди (халькопирита, халькозина, ковеллина, борнита) практически одинаковы. Поэтому оптимизация флотации как сульфидных, так и окисленных минералов меди в присутствии и

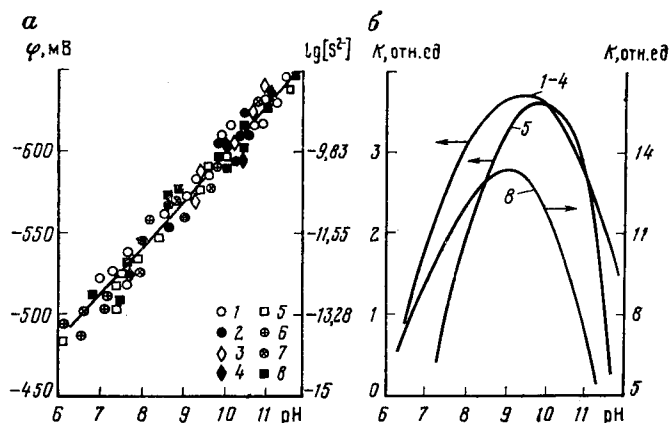


Рис. 6.6. Влияние pH на оптимальную концентрацию сульфидных ионов $\lg[S^{2-}]$, обеспечивающую максимальную скорость флотации сульфидизированных медных минералов при концентрации бутилового ксантогената в пульпе $1,06 \cdot 10^{-4}$ моль/л (а) и скорость флотации K медных минералов (б):

1 — малахит Зырянского и Кальмакырского месторождений; 2 — смесь малахитов разных месторождений; 3 — азурит Зырянского, Дзержинского и Кальмакырского месторождений; 4 — куприт Зырянского месторождения; 5 — халькопирит Зырянского и Кафанского месторождений; 6 — ковеллины уральских месторождений; 7 — халькозин Дзержинского месторождения; 8 — окисленные и сульфидные минералы меди при флотации окисленных руд Снегиревского месторождения; ϕ — потенциал сульфидсеребряного электрода (относительно хлорсеребряного)

сульфидизатора должна осуществляться в соответствии с одной и той же зависимостью между концентрациями сульфидных, водородных и ксантогенатных ионов в пульпе [уравнение (6.9)].

Причина принципиально одинакового поведения окисленных и сульфидных минералов меди в присутствии сульфидных ионов в пульпе — образование на их поверхности одинаковых соединений, близких по своему составу к CuS и Cu_2S .

Анализом значений скорости флотации K «чистых» минералов при оптимальных значениях $[S^{2-}]$ установлено, что наибольшие из них наблюдаются для всех флотируемых минералов меди (см. рис. 6.6, а) при pH 8—10 (см. рис. 6.6, б). Оптимальные значения pH можно связать с оптимальными условиями образования как сульфидной пленки, так и необходимого состава сорбционного слоя собирателя на поверхности сульфидизированных минералов. Превышение оптимальных значений pH сопровождается уменьшением скорости сульфидизации, например, малахита и уменьшением плотности сорбции сульфидных собирателей на его поверхности.

В общем случае (по данным С. И. Митрофанова) сорбция сульфидных ионов Γ на поверхности минералов меди возрастает с увеличением концентрации C_0 сернистого натрия: $\Gamma = 1/(n \lg C_0) + a$ (где n , a — постоянные), продолжительности τ контакта минерала с раствором: $\Gamma = m \lg \tau + b$ (где m , b — постоянные) и повышением температуры раствора. Скорость роста и толщина сульфид-

ной пленки при этом определяются скоростью диффузии ионов S^{2-} через пленку и различны для разных минералов меди. Наиболее плотная пленка сульфидных соединений образуется на азуре, более рыхлая — на малахите. Процесс сульфидизации хризоколлы идет очень медленно, требует высоких концентраций сульфидизатора и сопровождается, во-первых, отслаиванием образующегося сульфида меди с поверхности из-за несоответствия параметров кристаллических решеток минерала и сульфидной пленки (по А. М. Годену) и, во-вторых, обеднением поверхности катионами меди из-за кристаллохимических особенностей хризоколлы.

Образованием коллоидных частиц сульфидных соединений, и иногда в значительных размерах (по данным Г. А. Осолодка), сопровождается сульфидизация практически всех окисленных минералов меди. Уменьшить коллоидообразование и ускорить рост сульфидной пленки можно, как показали И. А. Стригин и В. Г. Кушникова, добавками сульфата аммония. Добавки данного реагента повышают также скорость адсорбции собирателя на сульфидизированной поверхности и уменьшают вредное влияние солей кальция и магния, увеличивая их растворимость и предотвращая тем самым цементацию ими сульфидизированной поверхности минералов.

Пленка сульфида меди, образуемая на поверхности окисленных медных минералов, недостаточно устойчива. Она представляет собой рыхлый с несовершенной кристаллической структурой осадок. Образование рыхлого гидрофобного осадка на поверхности сульфидизируемых минералов меди и быстрое окисление его в процессе флотации требуют для получения высоких технологических показателей при флотационном обогащении окисленных и смешанных медных руд минимального времени перемешивания с сульфидизатором и собирателем при тщательном контроле и регулировании оптимального соотношения концентраций реагентов в пульпе в соответствии с уравнением (6.9). И. Н. Шоршером показано, что например, флотиремость малахита при больших нагрузках сульфидизатора не восстанавливается при увеличении продолжительности перемешивания с целью окисления его избытка.

Хорошие собиратели сульфидов меди и железа, карбонатов, коллоидных соединений и оксидов меди — оксигидрильные собиратели: карбоновые кислоты и их мыла. Максимальная флотиремость их при больших расходах собирателя наблюдается при pH 9—10, при малых расходах — в нейтральной среде. При одинаковом расходе собирателя флотиремость минералов убывает в ряду: сульфиды — карбонаты — атакамит — оксиды меди.

Хризоколла, другие силикаты и алюмосиликаты меди (бирюза, элит и др.) оксигидрильными (как и сульфидрильными) собирателями флотируются плохо. Катионы меди в них, способные реагировать с анионными собирателями, как бы закрыты слоем силикатных ионов, а доступные для реакции с ними катионы прочно связаны с решеткой минералов. При обогащении окисленных руд,

содержащих сложные алюмосиликаты и алюмофосфаты меди и медьсодержащие гидроксиды железа, Л. И. Енбаева, А. А. Зубков, В. И. Мешаникова и др. предложили перед флотацией окисленных минералов меди восстановить их поверхность до металла формальдегидом в щелочной среде.

Роль металлической пленки, образующейся на окисленных минералах меди при восстановлении, как и сульфидной при сульфидизации, сводится к повышению степени исходной гидрофобности поверхности, возможности окисления части ксантогената до диксантогенида наряду с его химическим взаимодействием с поверхностью и образованию «смешанного» сорбционного слоя собирателя, обеспечивающего хорошую флотируемость минералов. Максимальная скорость флотации восстановленных с поверхности окисленных минералов меди наблюдается при pH 9—10 и концентрации бутилового ксантогената в пульпе, мг/л: 80 — для хризоколлы; 40 — для азурита и малахита; 2,2 — для куприта. С повышением pH концентрация ксантогената, необходимая для полной флотации восстановленных медных минералов, увеличивается.

Образование диксантогенида на поверхности — необходимое условие и для флотации частиц цементной меди, протекающей в условиях метода Мостовича в кислой среде (pH около 2,5—4,5) при значительной концентрации в пульпе ионов тяжелых металлов и иногда ионов хлора. Наиболее высокая скорость флотации цементной меди наблюдается при pH 2,3—3,6. Увеличение pH более 4 вызывает заметное снижение скорости флотации, особенно крупных частиц, при использовании как ксантогенатов, так и диксантогенидов.

Дитиофосфаты, особенно крезидовый и ксиленоловый, в кислой среде более эффективны, чем ксантогенаты и диксантогениды. Максимальная адсорбция их на поверхности цементной меди в отсутствие ионов хлора наблюдается при pH около 3, в их присутствии — при pH 4—9.

Присутствие в пульпе ионов Cu^{2+} и Fe^{3+} вызывает образование осадков труднорастворимых дитиофосфатов одновалентной меди и двухвалентного железа и окисление части собирателя до дисульфида. В связи с этим уже при концентрации ионов Cu^{2+} в пульпе 200 мг/л извлечение меди за счет удаления собирателя из раствора снижается на 10—15 %. Гинцветметом предложены в качестве собирателей цементной меди гидролизированные дитиофосфаты, состоящие из смеси дитио- и моностиофосфата, не образующие труднорастворимых осадков с солями меди в объеме пульпы. При флотации с гидролизированными дитиофосфатами присутствие ионов меди до 500 мг/л практически не оказывает влияния на извлечение цементной меди. Оптимальное соотношение в гидролизированных дитиофосфатах дитио- и моностиофосфатов равно 1 : 2,5. При этом длина углеводородного радикала не имеет решающего значения.

Принятие мер по депрессии флотации минералов породы, и в частности по снижению содержания кремнезема в концентратах, особенно необходимо при наличии в перерабатываемых рудах:

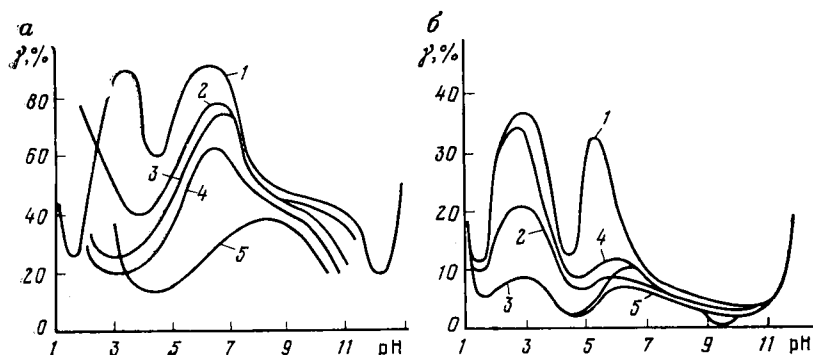


Рис. 6.7. Влияние pH на действие депрессоров при флотации серицита олеатом натрия (а) и бутиловым калием (б) при расходе собирателей соответственно 25 и 100 мг/л:

1 — без депрессора; 2 — кремнефтористый натрий Na_2SiF_6 , 25 мг/л; 3 — жидкое стекло Na_2SiO_3 , 25 мг/л; 4 — карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), 25 мг/л; 5 — гексаметафосфат $(\text{NaPO}_3)_6$, 5 мг/л

легкофлотируемых слоистых алюмосиликатов. В большинстве случаев они представлены серицитом и хлоритом в виде так называемых серицито-хлоритовых сланцев.

Результаты исследований показали (рис. 6.7), что эффективность депрессирующего действия наиболее часто используемых в практике обогащения жидкого стекла, гексаметафосфата, карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ) и кремнефтористого натрия на флотируемость как серицита, так и хлорита в значительной степени зависит от pH среды. При этом наибольшая депрессия флотации обоих минералов наблюдается в области pH 2,5—7,5, соответствующих максимальной устойчивости серицита и хлорита растворяющему действию реагентов-регуляторов pH и минимальному переходу катионов с минеральной поверхности в раствор.

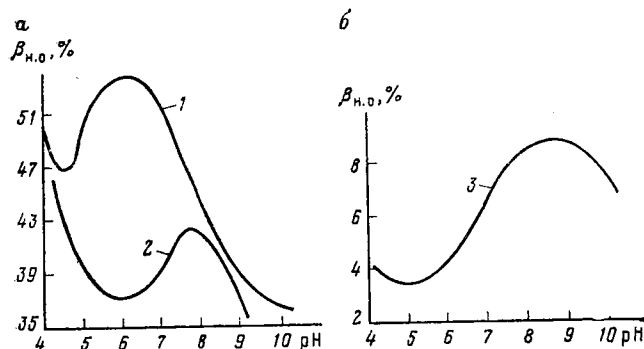


Рис. 6.8. Влияние pH на флотируемость серицито-хлоритовой породы и серицитизированного кварца без депрессора (1) и при подаче 300 г/т КМЦ (2), 50 г/т жидкого стекла (3) в концентрат основной коллективной флотации сульфидов (а) и в концентрат III перецистной флотации коллективного сульфидного концентрата (б)

Наиболее эффективное подавление силикатных минералов породы наблюдается в слабокислой среде (рис. 6.8), что и используют для получения богатых коллективных, сульфидных и окисленных концентратов. Депрессирующее действие КМЦ на серицит и особенно хлорит при pH 9—10 используют для получения (после предварительной сульфидизации) богатых окисленных свинцовых концентратов, тогда как способность серицита и хлорита флотироваться в сильнощелочной среде (см. рис. 6.7) используют при разработке технологических схем обогащения сульфидных руд.

§ 6.3. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Реагентные режимы и схемы флотационного обогащения сульфидных медных руд, обеспечивающие получение кондиционных концентратов, зависят от их вещественного состава и определяются в первую очередь соотношением минеральных форм меди и железа, содержанием пирита и степенью его активации, степенью окисленности сульфидов меди, составом породы и наличием легкофлотируемых минералов, количеством растворимых солей и шламов и других факторов, определяющих поверхностные свойства и флотируемость разделяемых при селективной флотации минералов.

Сульфидные медные руды в большинстве случаев характеризуются крайне неравномерной вкрапленностью минералов меди и это предопределяет необходимость использования сложных многостадийных схем обогащения.

Сростки сульфидов меди как с пиритом, так и с минералами породы обычно удается выделить после сравнительно грубого измельчения руды до 50—65 % —0,074 мм. Для раскрытия сростков необходимо доизмельчать концентрат (рис. 6.9, а, б) или промпродукт (рис. 6.9, в), или оба названных продукта до 85—95 % —0,074 мм (рис. 6.10). Доизмельчение каждого из них в отдельном цикле обусловлено, как правило, разным характером сростков в концентрате и промпродукте, требующем разного режима их раскрытия в процессе доизмельчения. При этом с целью снижения ошламования рудных минералов, особенно меди, в циклах доизмельчения в некоторых случаях применяют рудногалечное измельчение.

Схемы циклов флотации обычно просты. Даже при переработке бедных руд и высоких требованиях к качеству медного концентрата, число перечисток его (за исключением шведских фабрик) не превышает двух. Многие фабрики («Ясо», «Анаконда», «Бурибаевская» и др.) работают без перечисток с получением готового концентрата в основной флотации. Операции контрольной флотации (за немногим исключением) обязательны почти на всех фабриках.

В настоящее время при обогащении не только шламистых, но и обычных руд все более широкое применение находят схемы с отдельной флотацией песковой и шламовой фракций и с перифлотацией песковой фракции хвостов флотации. При очень тонкой вкрапленности медных сульфидов применяют многостадийное

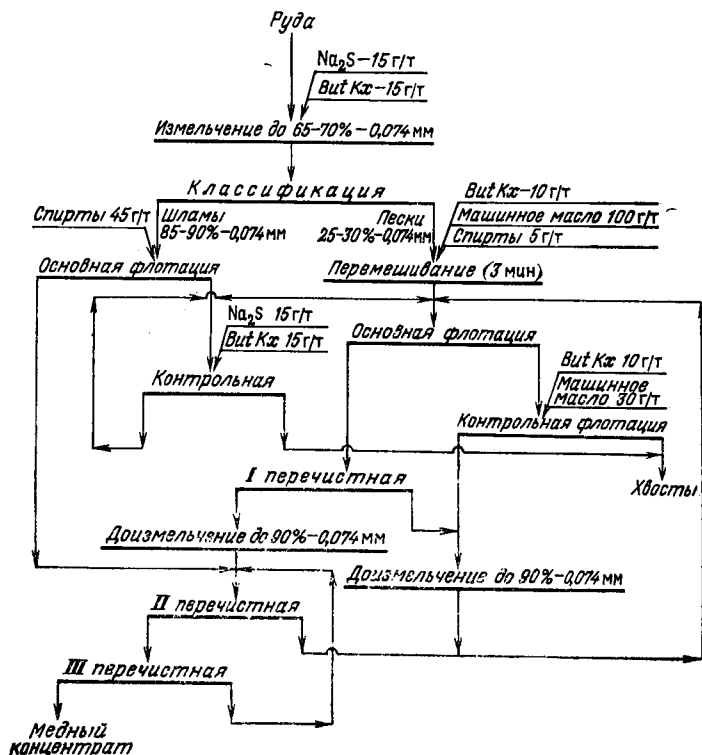


Рис. 6.10. Технологическая схема обогащения сульфидных медных руд Джезказганского месторождения

измельчение руды с флотацией после каждой стадии. Хвосты флотации каждой стадии направляют на классификацию в гидроциклоны, слив которых (шламы) удаляют в отвал, а пески — в следующую стадию измельчения и флотации.

Вкрапленные руды, не содержащие легкофлотируемые минералы породы и пирит, — наиболее легкий объект обогащения. При флотационном обогащении, например, руд пластовых месторождений, единственная технологическая задача — отделение медных минералов от породы.

Типичный пример руд *пластовых месторождений* — сульфидные медные руды Джезказганского месторождения, приуроченные к серым кварц-полевошпатовым песчаникам. Основные рудные минералы в них — борнит, халькозин и в меньшей степени — халькопирит, замещающие цемент песчаника. Пирит встречается довольно редко. Схема обогащения включает трехстадиальное дробление, двух- или трехстадиальное измельчение до крупности 65—70 % — 0,074 мм, разделение измельченной руды на крупнозернистую (пески) и мелкозернистую (шламы) фракции и последующую раздельную флотацию песков и шламов по режимам, опти-

мальным для каждой фракции: шламовая флотация проводится с использованием в качестве собирателя бутилового или сочетания бутилового и изопропилового ксантогенатов (подаваемых в цикл измельчения), песковая флотация — с применением сочетания бутилового ксантогената с углеводородными маслами (см. рис. 6.10). Раздельная флотация шламов и песков совместно с промпродуктами и реагентный режим позволяют учесть текстурно-структурные особенности руд и получать концентраты с содержанием в них меди до 40—50 % при извлечении ее до 95 %.

Реагентный режим флотации пластовых руд, как и на Джезказганской фабрике, обычно простой: флотацию ведут в нейтральной или слабощелочной среде, создаваемой известью (до 1 кг/т), в присутствии собирателя и пенообразователя. Применение высших ксантогенатов (например, изготовленных на основе фракции спиртов $C_5—C_6$) обеспечивает иногда более высокие технологические показатели, по сравнению с бутиловым ксантогенатом, и более полное извлечение в концентрат сопутствующих металлов (например, никеля и молибдена). Оптимизация расхода ксантогената при флотации может быть достигнута применением системы автоматизации, принципиальная схема которой дана на рис. 6.11, а.

При работе системы сигнал датчика pH пульпы 2 направляется в функциональный блок 3, где вырабатывается необходимое для данного pH значение концентрации ксантогената. Полученное значение сопоставляется в регуляторе 5 с текущим значением $[Kx^-]$, измеряемым датчиком 4. В зависимости от знака рассогласования дозатор ксантогената 6 уменьшает или увеличивает расход собирателя в процесс флотации 1. Задание функциональному блоку 3 системы — уравнение (6.1) для халькопирита, требующего для своей флотации наибольшей (по сравнению с другими сульфидами меди) концентрации Kx^- -ионов в пульпе.

Если в руде содержатся окисленные минералы меди, то в слив

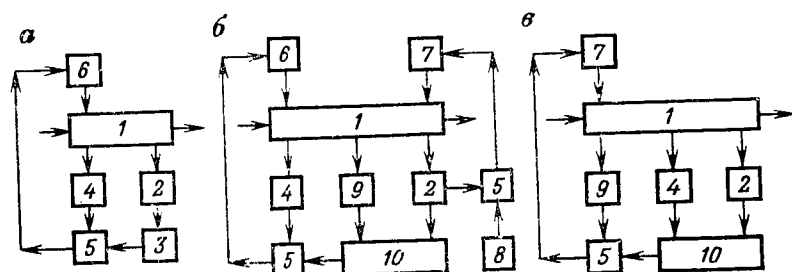


Рис. 6.11. Принципиальные схемы систем автоматического контроля и регулирования расхода реагентов:

1 — флотация; 2 — датчик pH; 3 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[Kx^-] = f(pH)$; 4 — датчик концентрации Kx^- ионов; 5 — регулятор; 6 — дозатор ксантогената; 7 — дозатор извести, сернистого натрия или цианида; 8 — задатчик pH или $[S^{2-}]$; 9 — датчик концентрации $CaOH^+$, S^{2-} ионов или значения $[Cu(CN)_2^-]/[CN^-]^2$; 10 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[CaOH^+] = f([Kx^-], pH)$, $[S^{2-}] = f([Kx^-], pH \text{ или } [Cu(CN)_2^-]/[CN^-]^2 = f([Kx^-], pH)$

классификатора добавляют сернистый натрий, расход которого не превышает 0,3 кг/т, поскольку избыточная концентрация сульфидных ионов в пульпе приводит не только к частичной депрессии сульфидных медных минералов, но и одновременно к частичной активации флотации пирита и других сульфидов железа.

Основное затруднение при флотации сульфидных медных руд со средним содержанием пирита — отделение сульфидов меди от пирита без существенных потерь меди.

Обогащение таких руд производится по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и пиритный [фабрики «Айтик», «Ясо», «Красноуральская» (см. рис. 6.9, б)] или по схеме селективной флотации с последовательным выделением медного и пиритного концентратов («Авока», «Маунт Лейл»). Более экономична схема коллективно-селективной флотации.

При коллективной флотации рН не превышает 7,5, чтобы обеспечить эффективную флотацию сульфидов железа в концентрат. Для оптимизации расхода собирателя при этом может быть использована система автоматизации, показанная на рис. 6.11, а. Это позволит не только существенно понизить общий расход собирателя на фабрике, но и улучшить технологические показатели обогащения за счет резкого уменьшения коэффициента вариации $[Kx^-]$ в пульпе, повышения однородности коллективных концентратов по плотности сорбции собирателя на минеральной поверхности, улучшения вследствие этого условий подготовки концентрата к разделению и стабилизации процесса самого разделения.

Селективную флотацию руд и разделение коллективного медно-пиритного концентрата проводят обычно в известковой среде при рН более 10, чтобы обеспечить эффективную депрессию сульфидов железа. Расход извести (1—5 кг/т) зависит от содержания пирита и степени затронутости руды процессами окисления.

Принципиальные схемы систем автоматического контроля и регулирования флотации в известковой среде показаны на рис. 6.11, б, в.

Первая из них (см. рис. 6.11, б) может быть использована при селективной флотации руд. При ее работе расход извести регулируют дозатором 7 на основании сопоставления в регуляторе 5 текущих значений рН, получаемых с датчика 2, и необходимых значений рН, задаваемых задатчиком 8, тогда как расход ксантогената изменяется дозатором 6 по сигналу регулятора 5, в котором сопоставляются значения имеющейся в пульпе $[Kx^-]$, измеряемой датчиком 4, и необходимой $[Kx^-]$, рассчитываемой функциональным блоком 10 по зависимости $[Kx^-] = f(C_{Ca}^{am}, pH)$ на основании измеренных датчиками 9 и 2 общей концентрации ионов кальция $[C_{Ca}^{an}]$ и водорода $[pH]$. В качестве задания функциональному блоку 10 используют уравнение (6.3) для халькопирита при $lg K = 15—15,2$, обеспечивающем максимальную селек-

тивность разделения халькопирита (и других сульфидов меди) и пирита (см. рис. 6.3).

Вторая схема (см. рис. 6.11, в) может быть использована при разделении коллективных медно-пиритных концентратов. Изменение расхода извести дозатором 7 в этом случае осуществляется по сигналу регулятора 5 на основании сопоставления текущих значений $C_{Ca}^{ан}$ в пульпе, измеряемых датчиком 9, и необходимых значений $C_{Ca}^{ан}$, рассчитанных функциональным блоком 10 по зависимости $\lg C_{Ca}^{ан} = f([Kx^-], pH)$ для халькопирита [по уравнению (6.3) при $\lg K = 15-15,2$] на основании измеренных датчиками 4 и 2 концентраций ксантогенатных и водородных ионов в пульпе.

При недостаточной эффективности депрессии сульфидов железа в известковой среде селективную флотацию руд или разделение коллективного концентрата проводят в слабощелочной (содовой или известковой) среде с добавками цианида (до 200 г/т). При этом pH обычно не превышает 9, поскольку дальнейшее его увеличение приводит к уменьшению избытка цианида в пульпе по сравнению с его критической концентрацией для сульфидов железа и сближению флотационных свойств сульфидов меди и железа.

Возможные принципиальные схемы системы автоматического контроля и регулирования селективной флотации руд и коллективных медно-пиритных концентратов с применением цианидов приведены на рис. 6.12 и 6.11, в.

По первой из них (см. рис. 6.12, а) при селективной флотации руды расход соды или извести изменяется дозатором 7 по сигналу

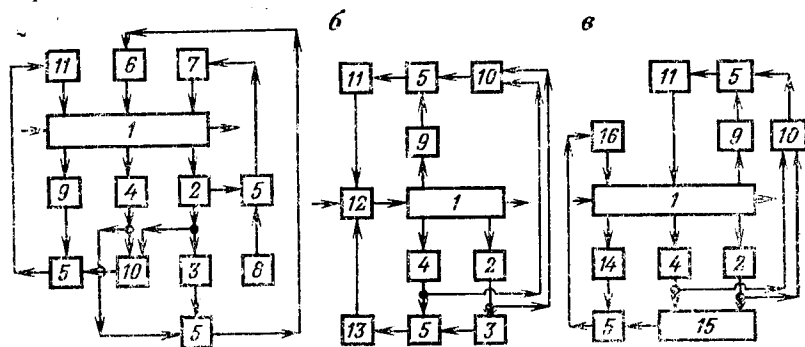


Рис. 6.12. Возможные принципиальные схемы систем автоматического контроля и регулирования селективной флотации руд и коллективных концентратов с применением цианидов:

1 — флотация; 2 — датчик pH; 3 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[Kx^-] = f(pH)$; 4 — датчик концентрации Kx^- -ионов; 5 — регулятор; 6 — дозатор ксантогената; 7 — дозатор извести или соды; 8 — задатчик pH; 9 — датчик отношения $[Cu(CN)_2^-] / [CN^-]^2$;

10 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $Cu(CN)_2^- / [CN^-] = f(pH, [Kx^-])$; 11 — дозатор цианида; 12 — чан для перемешивания; 13 — дозатор активированного угля; 14 — датчик концентрации S^{2-} -ионов; 15 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[S^{2-}] = f(pH, Kx^-)$; 16 — дозатор сернистого натрия

регулятора 5, в котором сопоставляются текущие значения рН, измеряемые датчиком 2, и необходимые значения рН, задаваемые задатчиком 8. Расход ксантогената регулируется дозатором 6 на основании сопоставления в регуляторе 5 значений имеющейся в пульпе $[Kx^-]$, измеренной датчиком 4, и необходимой $[Kx^-]$, рассчитываемой функциональным блоком 3 по зависимости $[Kx^-] = f(pH)$ для халькопирита [уравнение (6.1)] с использованием значений рН, измеренных датчиком 2. Наконец, расход цианида изменяется дозатором 11 по сигналу регулятора 5, в котором сопоставляются текущие значения $lg [Cu(CN)_2^-] / [CN^-]^2$, измеряемые датчиком 9, с необходимыми значениями данного параметра, рассчитанными функциональным блоком 10 по зависимости $lg [Cu(CN)_2^-] / [CN^-]^2 = f(pH, [Kx^-])$ для критических условий флотации халькопирита [уравнение (6.6)].

Вторая схема (см. рис. 6.11, в) может быть использована при разделении коллективных медно-пиритных концентратов. Расход цианида при этом регулируется, как и в предыдущем случае (см. рис. 6.12, а). Применение ее наиболее эффективно, когда низкая селективность процесса и низкое качество получаемых медных концентратов обусловлены высокой степенью активации сульфидов железа. Если при этом процесс основной селективной флотации и перечисток медного концентрата осложняется избыточной концентрацией собирателя и пенообразователя, то более целесообразна система автоматического контроля и регулирования, показанная на рис. 6.12, б, предусматривающая предварительное удаление их избытка активированным углем или другими поглотителями. Управление расходом поглотителя избыточной концентрации Kx^- -ионов (и пенообразователя) через дозатор 13 производится регулятором 5, в котором сравниваются значения имеющейся $[Kx^-]$ (сигнал датчика 4) и необходимой $[Kx^-]$ (выходной сигнал функционального блока 3). Заданием функциональному блоку 3, вырабатывающему зависимость $[Kx^-] = f(pH)$, является расчетное уравнение (6.1) минимально-необходимой $[Kx^-]$, обеспечивающей полную флотацию халькопирита. В качестве задания системе регулирования расхода цианида используется, как и в предыдущем случае (см. рис. 6.12, б) зависимость $lg [Cu(CN)_2^-] / [CN^-]^2 = f(pH, [Kx^-])$ для критических условий флотации халькопирита (уравнение 6.6).

Такая система автоматического контроля и регулирования позволит существенно повысить эффективность основных и перечистных операций селективной флотации и качество концентратов без снижения извлечения в них металла. Дальнейшему повышению качества получаемых концентратов в некоторых случаях способствует орошение пены водой во флотационных камерах.

Иногда разделению коллективного медно-пиритного концентрата предшествует предварительная перефлотация при рН 5,8—9,2 с целью удаления свободных зерен сульфидов меди («Ясо») или

сульфидов железа из концентрата перед его доизмельчением и разделением.

Предварительную флотацию легкофлотируемых минералов породы с одним пенообразователем при обогащении медно-пиритных руд применяют очень редко, поскольку она сопровождается значительными потерями сульфидов меди. Чаше флотацию таких минералов пытаются предотвратить применением специальных режимов и реагентов. В качестве реагентов-депрессоров легкофлотируемых минералов используют, например декстрин и крахмал. Так, на фабрике «Муфлира», перерабатывающей медные графитсодержащие руды пластового типа с содержанием около 3 % меди получают концентраты, содержащие более 50 % меди при извлечении ее свыше 90 % при расходе декстрина 0,02 кг/т.

Медно-пиритные и медно-пиритно-пирротиновые руды (особенно из зон вторичного обогащения) — трудный объект селективной флотации из-за тонкого прораствания вторичных сульфидов меди с пиритом, легкой окисляемости этих руд, высокого содержания растворимых солей, активации сульфидов железа соединениями меди и сближением их флотационных свойств с флотационными свойствами сульфидных медных минералов.

Степень активации сульфидов железа зависит от наличия в руде водорастворимых минералов меди (типа хальконтита), доли окисленных минералов и вторичных сульфидов меди (особенно «сажистых» их образований), являющихся источником растворенной меди в пульпе. При значительном их содержании в руде или переизмельчении и ошламовании, активация сульфидов железа может быть настолько сильной, что даже дополнительная подача цианида не всегда обеспечивает удовлетворительную их депрессию. Для этого необходима весьма тщательная регулировка расхода цианида с использованием систем автоматизации (см: рис. 6.12), поскольку избыточная его концентрация вызовет депрессию и сульфидов меди, а недостаточная — не обеспечит депрессии сульфидов железа.

Степень активации сульфидов железа и трудности обогащения медно-пиритных руд возрастают, если в процессе подготовки руды к флотации она находилась в условиях (например, при хранении), вызывающих образование серной кислоты при окислении сульфидов и дополнительное растворение или выщелачивание окисленных соединений меди с поверхности сульфидных медных минералов. Кроме того, в этом случае даже в первичных рудах содержится довольно много растворимых солей железа, оказывающих депрессирующее действие не только на пирит, но и на сульфиды меди.

Разделение сульфидов меди и железа при флотационном обогащении *сплошных медно-пиритных руд* ведется обычно в сильно-щелочной среде (рН 10—12), создаваемой загрузкой извести (до 15—20 кг/т). В слабощелочной среде (рН около 9) с применением как извести, так и соды с цианидом, обогащаются только *неизменные первичные медно-пиритные руды*. Аэрацию пульпы перед флотацией используют для окисления сульфоксидных соединений,

солей закисного железа и дополнительной депрессии пирротина и пирита.

Так, на фабрике «Б о р» медная флотация осуществляется в известковой среде (рН 11,7—12,2) с добавками цианида. Флотируются сульфиды меди: халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин, энаргит.

Для доизвлечения небольшого количества окисленной меди используют сернистый натрий (40 г/т), загружаемый, как и известь, в мельницу. Наличие пирротина и пирита в рудах требует предварительного перемешивания пульпы с аэрацией в течение 33 мин, осуществляемого в трех последовательно соединенных чанах. Цианид загружается перед первым контактным чаном.

Трудности осуществления селективной флотации сплошных медно-пиритных руд обусловлены, во-первых, тем, что при высоких рН, необходимых для депрессии пирита, начинают депрессироваться и сульфиды меди. Поэтому необходимы тщательные контроль и регулировка с применением систем автоматизации (см. рис. 6.11 и 6.12) оптимального соотношения концентраций реагентов в пульпе, обеспечивающего максимальную селективность процесса. Во-вторых, сочетанием извести и небольших расходов цианида, оказывающим наиболее эффективное депрессирующее действие на пирит, можно пользоваться не всегда. Например, им нельзя пользоваться при наличии в руде свободного золота во избежание его депрессии и растворения в присутствии цианида, а также в ряде случаев из-за опасности загрязнения окружающей среды.

Хвосты медной флотации являются готовым пиритным концентратом, если содержание породы в исходной руде не превышает 10—15 %. При более высоком содержании породы кондиционные пиритные концентраты получают или путем последовательной селективной флотации сульфидов меди и железа, или по схеме более экономичной коллективно-селективной флотации, включающей коллективную медно-пиритную флотацию в нейтральной или слабощелочной среде с последующим разделением коллективного концентрата в сильнощелочной известковой среде на медный и пиритный концентраты.

Трудности получения пиритных концентратов из хвостов медной флотации обусловлены необходимостью понижения рН всей рудной пульпы для активации задепрессированного известью пирита. Для этого могут быть применены серная кислота, углекислота отходящих дымовых газов металлургических заводов, кремнефтористый натрий, сернокислородное железо или другие реагенты, снижающие рН пульпы до 8—9. Лучшие результаты обычно достигаются, когда активации пирита предшествует предварительное сгущение пульпы с последующим разбавлением ее свежей водой или кислыми рудничными водами. Так, на фабрике «Б о р» хвосты медной флотации обезвоживают, разбавляют свежей водой до $T : Ж = 1 : 2,5$, подкисляют серной кислотой до рН 8,5—9 и направляют на пиритную флотацию, а слив — в оборот. На фаб-

рике «Маунт Лейл» в цикл пиритной флотации добавляют кислые рудничные воды. Для повышения качества пиритные концентраты иногда обесшламливают в гидроциклонах.

§ 6.4. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД

Выбор схемы и метода обогащения окисленных и смешанных руд зависит от содержания и соотношения сульфидных и окисленных форм меди, характера их вкрапленности и природы вмещающих пород.

Окисленные и смешанные медные руды в большинстве случаев характеризуются крайне неравномерной вкрапленностью минералов меди. Сrostки сульфидов меди как с пиритом, так и с минералами породы обычно удается выделить после сравнительно грубого измельчения руды до 50—65 % — 0,74 мм. Для раскрытия сrostков необходимо доизмельчать получаемый коллективный концентрат до 85—95 % — 0,74 мм. Раскрытие основной массы окисленных минералов меди, как правило, достигается при измельчении до 70—85 % — 0,074 мм.

Различный характер сrostков и вкрапленности сульфидов и окислов меди, различные их флотационные свойства и склонность окисленных медных минералов к переизмельчению привели к широкому использованию на фабриках («Сакатон», «Кристмас», «Банкрофт», «Нчанга», «Камото», «Каканда», «Кольвези» и др.) раздельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди.

Схемы циклов флотации обычно просты, поскольку флотируемость окисленных минералов и вторичных сульфидов меди, особенно ковеллина, резко ухудшается при длительной циркуляции их в процессе.

Коллективную флотацию сульфидов меди и железа проводят с применением в качестве собирателя (50—100 г/т) этилового («Нчанга»), изопропилового («Банкрофт», «Нчанга»), бутилового («Камото»), амилового («Сакатон», Кристмас») ксантогенатов иногда в сочетании с дитиофосфатом («Сакатон», «Нчанга») или производными меркаптобензотриозола («Кристмас»). Чем больше степень окисления поверхности сульфидов и хуже их флотируемость, тем длиннее апольярная цепь применяемого собирателя. Для активации окисленных с поверхности сульфидов рекомендованы добавки алкилфенолсульфоната натрия (100 г/т) и низших жирных кислот C₇—C₉. Применение сильных собирателей и активных добавок позволяет также увеличить извлечение присутствующих в руде благородных металлов и куприта, но существенно ухудшает последующее разделение сульфидов меди и железа и получение высококачественных одноименных концентратов.

Соду или известь для создания слабощелочной среды и значительную часть собирателя для гидрофобизации сульфидов подают обычно в мельницу. Значение pH при коллективной флотации не должно превышать 8,5, чтобы обеспечить эффективную флотацию

сульфидов меди и железа в концентрат при небольших расходах собирателя. Для оптимизации расхода собирателя может быть использована система автоматизации, показанная на рис. 6.11, а.

Разделение коллективных медно-пиритных концентратов проводят обычно в известковой среде при $\text{pH} > 10$, чтобы обеспечить депрессию сульфидов железа при наибольшей селективности флотационного процесса. Расход извести (1—5 кг/т) при этом зависит от содержания пирита и степени затронутости руды процессами окисления. Для оптимизации его может быть использована система автоматизации, показанная на рис. 6.11, в.

При значительной активации сульфидов железа солями меди и недостаточной эффективности депрессии их в известковой среде, коллективный концентрат разделяют в слабощелочной (содовой или известковой) среде с добавками цианида (до 200 г/т). Значение pH при этом должно превышать 9. При использовании системы автоматизации, показанной на рис. 6.12, б, расход цианида изменяется в соответствии с уравнением (6.6).

Флотацию окисленных минералов меди из окисленных руд или хвостов сульфидной флотации смешанных руд осуществляют с применением:

оксигидрильных собирателей, если порода представлена в основном силикатными минералами;

сульфгидрильных собирателей или смеси их с оксигидрильными после предварительной сульфидизации окисленных медных минералов при любом составе породы, если она не содержит минералов марганца;

сульфгидрильных собирателей после предварительного восстановления поверхности окисленных минералов до металлической меди, если минералы меди представлены в основном «связанной» медью.

Флотация окисленных минералов меди с оксигидрильными собирателями используется при кремнистой или глинистой породе в руде с незначительным содержанием карбонатов и гидроксидов железа в ней.

В качестве оксигидрильных собирателей применяют жирные кислоты, их мыла или смеси жидких и твердых жирных кислот. Для извлечения минералов меди, связанных с гидроксидами железа применяют жирные кислоты их мыла совместно с нейтральными маслами или продуктами перегонки нефти и угля (серным мазутом, смолами).

Селективность процесса флотации зависит в значительной мере от эффективности предотвращения активации силикатных минералов породы катионами щелочноземельных и тяжелых металлов. Для этого используют такие реагенты, как жидкое стекло, соду, фосфаты, осаждающие их в виде труднорастворимых соединений, или реагенты (например, этилендиамин, этилендиаминотетрауксусную кислоту, соли виннокаменной и лимонной кислот и др.), образующие с ними труднодиссоциируемые внутрикомплексные соединения. Нейтрализация катионов щелочноземельных и тяже-

лых металлов предотвращает также осаждение собирателя в виде труднорастворимых мыл.

Для депрессии минералов породы и пептизации шламов загружают кальцинированную соду и жидкое стекло, расход которых зависит от жесткости воды и характера вмещающих пород. Оптимальное рН пульпы при этом составляет 9—9,5.

Повышение эффективности действия собирателя достигается предварительным его эмульгированием в подогретом до 50—60 °С растворе и подогревом всей пульпы до 30—35 °С. За счет этого можно сократить расходы собирателя на 35—40 %, жидкого стекла на 10—20 %.

Показатели обогащения существенно зависят от качества пены. Для регулирования ее свойств используют нефть (для увеличения вязкости), октиловый спирт (для повышения хрупкости), ксантогенаты с длинной углеводородной цепью (для уменьшения обильности пены) и другие реагенты.

Примером флотации окисленных медных руд с помощью жирных кислот является фабрика «Катанга». Окисленные медные руды, содержащие 5,5—6 % меди и 0,5—0,6 % кобальта, перерабатываемые на этой фабрике, разнообразны. Медь в них представлена в основном малахитом, порода — силикатными известняками и доломитовыми сланцами. Второстепенными минералами меди являются псевдомалахит (водный основной фосфат меди) и хризоколла. Кобальт в рудах представлен также окисленными минералами.

Для смягчения воды, депрессии минералов породы и пептизации шламов, создания рН в пульпе 9—9,5 на фабрике подают кальцинированную соду (0,6—0,8 кг/т) и жидкое стекло (0,3—0,5 кг/т). В качестве собирателя применяют смесь (0,9—1,1 кг/т), содержащую части пальмового масла с кислотностью 75 %, одну часть легкого дизельного масла и небольшое количество неочищенного таллового масла. Ее эмульгируют в коллоидной мельнице, подогревают до 50—55 °С и подают в начало основной флотации. Подогрев пульпы до 32—35 °С осуществляется с помощью помещаемых в контактный чан змеевиков, через которые пропускают пар. Концентрат, снимаемый с первых камер основной флотации и получаемый в результате перемешивания промежуточных продуктов, содержит 24—26 % меди и 1—1,4 % кобальта при извлечении их 82—85 и 55—60 % соответственно. Причем извлечение меди из классов —0,15 + 0,018 мм составляет около 90 %, а из класса —0,018 мм только 65 %, однако применение схемы с отдельной обработкой песков и шламов не дало ожидаемого эффекта.

Флотация с применением карбоновых кислот и других оксигидрильных собирателей — дешевый, но недостаточно селективный процесс. В результате этого окисленные медные концентраты содержат часто более 50 % породы. Кроме того, при использовании режимов с оксигидрильными собирателями хорошо извлекается только малахит, гораздо хуже — куприт и совсем плохо — хризоколла и другие силикаты меди.

Флотация окисленных минералов меди с сульфгидрильными собирателями после предварительной сульфидизации — наиболее распространенный метод обогащения руд с карбонатной и сильно ожелезненной породой, когда применять жирные кислоты, их мыла и другие оксигидрильные собиратели практически нельзя. Используемые при этом на обогатительных фабриках режимы флотации не намного отличаются друг от друга, по крайней мере, в выборе реагентов.

Наиболее распространенный реагент-сульфидизатор на отечественных фабриках — сернистый натрий, на зарубежных («Камото», «Кристмас», «Сакаток», «Маунт Айза» и др.) — гидро-сульфид натрия или его смесь с сернистым натрием. На всех фабриках сульфидизатор подают стадийно: в несколько приемов по фронту основной и контрольной флотации, чтобы получить более полную пленку сульфида меди на поверхности сульфидизируемых минералов. Уменьшение его расхода при этом возможно за счет сокращения продолжительности сульфидизации и проведения флотации при повышенной аэрации пульпы. Чем выше содержание меди в руде, тем меньше необходимая продолжительность ее сульфидизации. Расход сульфидизатора возрастает с увеличением содержания в руде меди, шламов, растворимых солей и составляет на разных фабриках 0,3—2 кг/т.

Оптимальное pH пульпы при флотации окисленных медных руд после сульфидизации равно примерно 9. Если при загрузках сернистого натрия, необходимого для сульфидизации, создается большее pH, то скорость флотации сульфидизированных минералов меди резко уменьшается. В таких случаях целесообразны или замена сернистого натрия гидросульфидом натрия, или добавка сульфата аммония. Положительное действие сульфата и других солей аммония обусловлено не только понижением pH пульпы и уменьшением перехода образующегося при сульфидизации сульфида меди в коллоидное состояние, но и нейтрализацией вредного влияния солей жесткости при этом за счет связывания их в легко-растворимые, но труднодиссоциируемые аммиачные соединения.

Депрессирующее действие катионов Ca^{2+} и Mg^{2+} объясняется образованием на поверхности окисленных медных минералов соединений типа CaSO_4 или CaCO_3 за счет выделения ионов SO_4^{2-} или CO_3^{2-} при сульфидизации. Кроме того, эти катионы оказывают флокулирующее действие на шламы, парализуя пептизирующий эффект жидкого стекла. Для уменьшения вредного влияния ионов Ca^{2+} и Mg^{2+} на многих фабриках применяют сульфат или хлорид аммония, моноаммонийфосфат. Так, например, при добавке в пульпу сульфата аммония на Балхашской обогатительной фабрике извлечение окисленной меди повысилось на 6—7 % и расход сернистого натрия снизился на 30—35 %.

В качестве собирателей при флотации сульфидизированных минералов меди используют изопропиловый, бутиловый, изоамиловый и амиловый ксантогенаты. На зарубежных фабриках

(«Сакатон», «Кристмас») применяют реагенты серии 404, являющиеся производными меркаптобензотиазолов. В СССР чаще всего собирателем служит бутиловый или амиловый ксантогенат, который подают во флотацию после каждой загрузки сульфидизатора. Их расход составляет 0,1—0,2 кг/т, а при переработке богатых и сильношламистых руд он может быть еще выше.

Извлечение окисленной меди обычно повышается: при совместной загрузке ксантогената и аэрофлота; подаче до 40 % собирателя в мельницу; применении высших ксантогенатов; добавке к собирателю технических продуктов, содержащих аполярные углеводороды. Сильные собиратели (меркаптаны, высшие ксантогенаты и др.) могут обеспечить увеличение извлечения присутствующих в руде благородных металлов.

Минералы породы чаще всего депрессируют жидким стеклом, особенно при обогащении шламистых руд и руд с высоким содержанием солей магния. Для этих же целей применяют также кремнефтористый натрий (до 4 кг/т) или фторкремниевую кислоту (до 2 кг/т) в цикле измельчения или по ходу процесса флотации.

При флотации руд с использованием морской воды применять жидкое стекло в качестве пептизатора шламистых частиц и депрессора минералов породы (по данным К. Ковачева и А. Алексова) нецелесообразно, так как при взаимодействии с ионами Mg^{2+} и Ca^{2+} оно полностью переходит в осадок. В таких случаях для повышения извлечения меди в концентрат необходимо увеличить расход собирателя на 80—90 % и вести процесс флотации при содержании твердого в пульпе 20—23 %.

Технологические показатели флотационного извлечения сульфидизированных минералов меди находятся в непосредственной зависимости от того, насколько условия сульфидизации и флотации близки к оптимальным, описываемым уравнением (6.9).

Для контроля и регулирования расходов собирателя и сульфидизатора в соответствии с данными уравнения может быть использована система автоматизации, блок-схема которой показана на рис. 6.11, б.

При работе системы в регуляторе 5 сравниваются текущие значения $[S^{2-}]$ в пульпе, поступающей на флотацию (сигнал датчика 2), со значением необходимой $[S^{2-}]$, задаваемой сигналом задатчика 8. В зависимости от знака рассогласования регулятор 5 воздействует на дозатор сульфидизатора 7 таким образом, чтобы это рассогласование стало равным нулю. Второй регулятор 5 управляет работой дозатора ксантогената 6. В нем сравниваются текущие значения $[Kx^-]$ в пульпе последней камеры регулируемой операции флотации (сигнал датчика 4) со значением необходимой $[Kx^-]$, которое формируется функциональным блоком 3, на основании сигналов датчиков 2 и 9 (концентраций H^+ и S^{2-} -ионов) по уравнению (6.9).

Автоматическое дозирование сульфидизатора на единицу массы руды или объема пульпы по содержанию окисленной меди в руде или только по окислительно-восстановительному потенциалу

пульпы не обеспечивает максимально возможного извлечения меди при флотации.

Основные потери окисленной «свободной» меди наблюдаются в тонких классах, особенно при переработке сильно шламистых руд. Для повышения эффективности переработки таких руд на ряде фабрик («Кристмас», «Маунт Айза №3») используют схему с раздельной флотацией песков и шламов.

Флотацию окисленных минералов меди после предварительной сульфидизации смесью сульфидрильных и оксигидрильных собирателей используют на некоторых зарубежных фабриках («Банкрофт», «Нчанга» и др.).

Так, на фабрике «Банкрофт» в качестве собирателя помимо изопропилового ксантогената используют также хлопковое масло, которое является одновременно и пенообразователем. Сульфидизация поступающих на флотацию хвостов сульфидной флотации осуществляется гидросульфидом натрия (0,68—0,9 кг/т). Получаемый окисленный концентрат содержит 16,5 % меди при извлечении ее 33 %. Общее извлечение меди на фабрике в окисленный и сульфидный (содержащий до 60 % меди) концентраты составляет 83 %.

На обогатительной фабрике в Заире, перерабатывающей доломитовые медные руды, сульфидизацию осуществляют также гидросульфидом натрия (1,5—2,5 кг/т), который подают в несколько точек основной и контрольной флотации. Для пептизации шламов пульпу перед флотацией обрабатывают жидким стеклом (0,15—0,2 кг/т). В начало основной флотации вместе с сосновым маслом подают амиловый ксантогенат (40—50 г/т) и эмульсию газойля (75—100 г/т) с пальмовым или талловым маслом (10 г/т). Из руды, содержащей 4—5 % меди, после одной перемешки получают концентрат с содержанием 20—25 % меди.

Сульфидизатором окисленных минералов меди при извлечении их из хвостов сульфидной флотации на фабрике «Нчанга» является сернистый натрий (1,1—1,3 кг/т), подаваемый в начало цикла основной флотации. Оптимальные значения pH в пределах 9—9,5 поддерживают небольшими добавками извести. В качестве собирателя используют сочетание амилового ксантогената (35 г/т) и пальмового масла (40—75 г/т). Добавки нефти (75 г/т) понижают вязкость пальмового масла и, действуя как модификатор пены, повышают селективность его действия. Получаемый окисленный концентрат подвергается гидроциклонированию с получением в виде песков богатого окисленного концентрата, объединяемого с богатым сульфидным концентратом (содержащим 50—55 % меди), и в сливе — бедного окисленного концентрата (10—12 % меди), который объединяется с бедным сульфидным концентратом, содержащим после обжига 12—15 % меди. Богатый концентрат направляют на плавку, бедный — подвергают выщелачиванию. Остаток выщелачивания перефлотируют для доизвлечения из него сульфидов, которые подшихтовывают к богатому концентрату. Извлечение меди из руды, содержащей 4,7—5 % меди (в том числе

около 3 % окисленной) составляет 80—85 %. Хвосты окисленной флотации, содержащие 0,65—0,8 % меди подвергают выщелачиванию для извлечения из них кислоторастворимой меди.

Совместная подача сульфгидрильных и оксигидрильных собирателей может оказаться эффективной при флотационном извлечении окисленных минералов меди из руд Удоканского и Джезказганского месторождений.

Рассмотренные методы флотационного обогащения окисленных и смешанных медных руд не обеспечивают извлечение хризоколлы и других силикатов меди. Для извлечения меди из «упорных» руд используют комбинированные схемы переработки.

§ 6.5. КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ КИСЛОТНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ МЕДИ

Комбинированные схемы с предварительным кислотным выщелачиванием меди широко применяют в случаях:

переработки трудно обогатимых руд, в которых медь представлена в основном в виде хризоколлы, фосфатов и алюмосиликатов, а также связана с гидроксидами железа и марганца или пропитывает пустую породу, если флотация не обеспечивает удовлетворительного ее извлечения;

наличия в рудах минералов породы, исключающих возможность селективного отделения их от медных минералов, или растворимых минералов меди, не позволяющих без значительного усложнения технологической схемы получать приемлемые показатели обогащения;

вовлечения в эксплуатацию бедных или забалансовых руд, вскрышных пород и хвостовых отвалов, сложный вещественный состав которых и низкое содержание меди делают практически невозможным применение для их переработки традиционных схем и процессов обогащения.

Предварительное кислотное выщелачивание во всех этих случаях обеспечивает вполне удовлетворительное извлечение меди в раствор, если исходная руда или материал не содержат значительных количеств карбонатных и других кислоторастворимых минералов породы. Применение его для всей руды или только для наиболее труднообогатимой части (промпродуктов, хвостов или шламов) с последующим извлечением меди из раствора в конечный продукт по комбинированной схеме позволяет вовлечь в переработку более сложное и труднообогатимое сырье, существенно повысить комплексность его использования. За рубежом (в США, Замбии, Чили, Боливии, Венесуэле, Перу, Португалии, Испании и др.) до 20 % меди от общего ее производства получают с использованием сернокислотного выщелачивания.

Процесс и виды выщелачивания. Основной растворитель при выщелачивании окисленных медных минералов — серная кислота. В ней хорошо растворимы тенорит, брошантит, малахит, азурит, анакамит и в присутствии кислорода — куприт. Значительно труд-

нее выщелачивается медь, связанная с силикатами, алюмосиликатами, алюмофосфатами, гидроксидами железа, а также медь, представленная бирюзой, медистым галлуазитом и другими аналогичными соединениями.

Основной окислитель и растворитель сульфидов и металлической меди — серноокислотный раствор сульфата оксида железа, который образуется при окислении пирита и халькопирита. В порядке уменьшения скорости выщелачивания наиболее распространенные сульфиды меди располагаются в ряд: халькозин—борнит—ковеллин—халькопирит.

Контролирующей стадией при выщелачивании сульфидов является стадия их окисления. Каталитическое воздействие на нее, приводящее к резкому увеличению скорости окисления и растворения сульфидов, оказывают такие микроорганизмы, как «тиобацилус конкретиворус» — окислители серы; «ферробацилус феррооксиданс» — окислители железа и наиболее широко используемые на практике «тиобацилус феррооксиданс» — окислители как серы, так и железа.

Скорость растворения минералов меди в процессе выщелачивания возрастает при увеличении концентрации растворителя в жидкой фазе, ее температуры, гидродинамической интенсивности среды или перемешивания пульпы, уменьшении крупности частиц и улучшении степени их раскрытия, отсутствии в жидкой фазе соединений, пассивирующих поверхность растворяемых минералов.

Выщелачивание осуществляется подземным (на рудниках Биг Майк, Бор, Бьют, Блявинский, Дегтярский, Майами, Огайо, Олд Рэлайэбл, Сан-Доминго и др.), кучным (на рудниках Бингэм Каньен, Эсперанца, Кананеа, Влайхов Врах, Рио Тинго, Мангула, Блюберд и др.) или чановым (Инспирейшн, Сан Ксавьер, Лейкшор, Рей, Твин Бьютс, Чуквикамата, Мантос Бланкос, Чингола, Моренси и др.) способами.

При подземном выщелачивании вода, оборотные или свежие серноокислотные растворы закачивают в специальные скважины (Майами и др.), дренажные канавы (Сан-Доминго и др.) или разбрызгивают на поверхности участка выщелачивания (Олд Рэлайэбл, Биг Майк и др.). Пройдя (за 3—4 недели) через всю толщу руды, они собираются на нижних горизонтах и подаются насосами на извлечение из них меди. Значение рН выщелачивающих растворов составляет 1,5—2,4, а в растворах после выщелачивания — 2—2,5 при содержании в них меди и железа до 2 г/л каждого. Для увеличения скорости выщелачивания в выщелачивающие растворы иногда добавляют (Олд Рэлайэбл) железный купорос (до 0,6 г/л).

Подземное выщелачивание характеризуется довольно низкими капитальными затратами, быстротой их окупаемости, минимальным воздействием на окружающую среду, высоким уровнем безопасности горных работ. Его применяют не только для окисленных, но и для сульфидных руд, добыча которых горными работами нерентабельна. Наиболее широко подземное выщелачивание исполь-

зуется для извлечения металлов из оставшихся целиков и заброшенных участков при подземной добыче богатых руд (1—3 % меди) и из бедных забалансовых руд. Условие применение подземного выщелачивания — необходимая проницаемость руды (естественная или создаваемая взрывом) и наличие под выщелачиваемым участком непроницаемого слоя, обеспечивающего сбор продуктивных растворов, направляемых на извлечение металлов.

При кучном выщелачивании окисленную или смешанную руду размешивают в виде штабеля (кучи) высотой до 60 м, шириной до 200 м и длиной до 800 м на специальной слегка покатой плотно утрамбованной или цементированной водонепроницаемой площадке. Чтобы обеспечить хорошую проницаемость выщелачиваемого раствора и аэрации кучи при повышенном содержании мелкой руды, класс — 5 (8) мм отсеивают.

Кучи орошают выщелачивающим раствором (рН 1,9—2,5), разбрызгивая его через перфорированный распределительный трубопровод (Инспирейшн, Маркоппер и др.) или разбрызгивающие головки (Эсперанца, Бингэм Каньон и др.), с помощью канав (Сильвер Белл и др.) или прудков (Рей, Моренси, Бисби и др.) при низкой фильтруемости пород особенно на старых отвалах или через нагнетательные скважины, футерованные перфорированными трубами (Бьют, Хелена и др.) — при низкой проницаемости отвалов и высоком содержании сульфидов.

При выщелачивании окисленных руд растворителем являются подкисляемые оборотные сернокислотные растворы или рудничные воды (Анаконда и др.). При выщелачивании руд с высоким содержанием сульфидов кислота образуется за счет их окисления, особенно в присутствии микроорганизмов. При этом кучи орошают периодически с интервалом в 7—15 сут для лучшей их аэрации и окисления сульфидов. Для интенсификации процесса используют принудительную аэрацию через нагнетательные скважины (Хелена и др.). Перспективно применение электрического тока промышленной частоты и высокочастотных полей.

Обогащенный медью раствор, прошедший через кучу, собирается в бассейн с отстойником для осаждения глины и шламов, а затем поступает на извлечение меди.

Кучным выщелачиванием перерабатывают бедные окисленные (Инспирейшн, Блюберд, Лавендер, Анаконда и др.), забалансовые смешанные (Кананеа, Бисби и др.) руды, отвалы вскрышных пород (Бингхэм, Багдад и др.) с низким содержанием меди (0,15—0,5 %), переработка которых другими способами экономически невыгодна. Наиболее широко этот метод применяют за рубежом для выщелачивания окисленных руд.

Кучное выщелачивание требует небольших капитальных затрат и эксплуатационных расходов, однако является длительным процессом, и получаемые растворы характеризуются низким содержанием в них меди. Поэтому обычно весь цикл насыщения, сбора и переработки раствора повторяют до тех пор, пока

содержание меди в растворе, полученном из штабеля, будет не менее 1 г/л. В соответствии с существующей практикой экономически выгодно выщелачивание проводить в течение 3—4 лет (18—24 цикла) при содержании меди в исходном материале более 0,15 % и среднем извлечении меди из него 40—50 %.

Чановое выщелачивание осуществляется методом перколяции (просачивания) или перемешивания (иловый процесс).

Методом перколяции обрабатывают дробленую, а если шламов больше 10 %, то обесшламленную окисленную руду, обычно крупностью — 15 + 1 мм. Ее загружают в большие прямоугольные бетонные (длинной 25—30 м, шириной 35—62 м, высотой 2—6 м) или круглые деревянные чаны с внутренним кислотоупорным покрытием и ложным перфорированным днищем для прохождения сернокислотного выщелачивающего раствора, который фильтруется через слой руды.

Продолжительность полного цикла проточного или противоточного выщелачивания окисленных руд (например, на заводах корпорации «Инспирейшн консолидейтед коппер» в Чуквикамате, на фабрике «Мантос Бланкос» и др.), включая загрузку и выгрузку руды, составляет 6—14 сут.

Операции выщелачивания и выделения меди из раствора представляют собой замкнутый цикл, в котором раствор циркулирует из выщелачивания на выделение меди, а оттуда, — снова на выщелачивание. Преимущества процесса выщелачивания окисленных руд перколяцией — отсутствие тонкого измельчения, малый расход кислоты, растворение меньшего количества примесей и достаточно высокая концентрация меди в растворах, позволяющая использовать для ее выделения электролиз.

При чановом выщелачивании с перемешиванием измельченная до 50—90 % — 0,074 мм руда проходит через ряд последовательно соединенных чанов, интенсивное перемешивание пульпы в которых производится механическими мешалками, продувкой сжатым воздухом или комбинированным воздушно-механическим способом. Растворение меди при этом по сравнению с перколяцией идет значительно (примерно в 100 раз) быстрее и заканчивается в течение 0,5—2 ч. Объем аппаратуры, необходимой для выщелачивания, уменьшается в 80—100 раз. Однако для отделения растворов от твердого материала требуется сооружение сгустителей, работающих по системе непрерывной противоточной декантации. Образование пены при выделении CO_2 в чанах выщелачивания предотвращается порционной подачей кислоты; гипсование труб — применением определенного типа труб из пластика. По сравнению с перколяцией процесс требует для своего осуществления более высоких капитальных затрат (на сооружение зданий для установки чанов и сгустителей, отделения измельчения и классификации). Поэтому его целесообразно применять при переработке богатых окисленных руд, содержащих более 1 % меди, и концентратов с содержанием 10—15 % окисленной меди; шламистых окисленных медных руд или шламов, выделенных при классификации руды и непригодных

для переработки другим способом; хвостов обогащения смешанных руд (Чингола, Моренси).

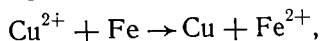
Повышение технологических и технико-экономических показателей переработки медных руд достигается разделением их на технологические сорта и использование оптимальной технологии обогащения для каждого из них. Так, на обогатительных фабриках «Инспирейшн», «Твин Бьютс», «Лейкшор» для переработки сульфидных руд применяют флотацию, для богатых руд — чановое выщелачивание, бедных окисленных — кучное выщелачивание, смешанных — комбинирование процессов флотации (для извлечения сульфидных минералов) и выщелачивания (для окисленных минералов меди).

В большинстве отвалов сульфидные минералы представлены обычно измельченными зернами и тонкая фракция руды обогащена медью и сопутствующими металлами (молибденом, золотом, серебром). Для переработки таких отвалов целесообразна схема, по которой материал разделяют на грубую и тонкую фракции: грубая подвергается кучному выщелачиванию, тонкая — флотации, позволяющей извлечь сопутствующие металлы, что было бы невозможно по схеме с одним выщелачиванием.

Необходимые концентрации и расход серной кислоты на выщелачивание материала определяются его минеральным составом. Теоретически на выщелачивание меди из окисленных минералов расходуется около 1,5 кг H_2SO_4 на 1 кг Cu, но при наличии в руде минералов пустой породы, повышающих расход серной кислоты, может потребоваться 2—4,4 кг/кг (Инспирейшн, Мангула и др.), 2—8 кг/кг (Уид Хайтс), 14—15 кг/кг (Зонтелли).

Для выделения меди из растворов выщелачивания при переработке окисленных и смешанных руд по комбинированным схемам используют электролиз, цементацию железом, осаждение известью в виде гидроксидов меди или сернистым натрием в виде сульфидов меди, сорбцию на твердых ионообменных смолах, жидкостную экстракцию с последующим электролитическим осаждением меди. Наиболее часто применяют цементацию железом и жидкостную экстракцию с последующим электролизом меди.

Схема выщелачивание — цементация. Цементация меди из серноокислотных растворов железом основана на реакции



константа равновесия которой, равная $10^{-26,3}$, обеспечивает ее протекание практически до конца.

Скорость процесса цементации меди железом существенно возрастает с увеличением концентрации ионов меди в растворе, поверхности частиц металлического железа, температуры и интенсивности перемешивания раствора. Так, при повышении температуры раствора с 30 до 100 °C скорость цементации возрастает более чем в 10 раз.

В зависимости от ионного состава и температуры растворов выщелачивания, удельного расхода и крупности частиц железа,

интенсивности перемешивания необходимое время цементации может измениться от 2 до 80 мин.

Теоретическое соотношение между железом и медью при цементации составляет $\text{Fe} : \text{Cu} = 56 : 64 = 7 : 8$. В промышленных условиях расход железа примерно в 2—3 раза больше теоретически необходимого и изменяется от 1,2—1,3 кг (Рам Джангл, Уид Хайтс, Инспирейшн, Майами, Зонтелли и др.) до 2,5—4 кг (Бисби, Кеннекот, Кананеа и др.) на 1 кг извлекаемой меди из-за протекания побочных реакций, окисления растворенным кислородом, а также необходимостью создания избытка железа (10—20 % сверх необходимого) для предотвращения окисления и растворения цементной меди в присутствии кислорода и катионов трехвалентного железа.

Поступающие на цементацию растворы сернокислотного выщелачивания, содержащие 0,3—3 г/л меди; 2—8 г/л железа (в том числе 3—5 г/л Fe^{3+}); 0,5—1 г/л шламов и имеющие рН 1,5—3,5, обычно подвергают предварительной обработке. Ее цель — нейтрализация избыточной кислотности и доведение рН раствора до 2,5—3, что позволяет осадить значительную часть железа в виде $\text{Fe}(\text{OH})_3$; восстановление растворенной части железа до двухвалентного состояния; очистка раствора от шламов и выпадающих осадков в прудках-отстойниках. Для интенсификации осаждения тонких частиц применяют флокулянты (сепаран, полиакриламид и др.).

Для цементации меди используют губчатое железо (полученное из окисленных железных руд, пиритных концентратов и др.), измельченное до $-2,5 + 0,5$ или $-2 + 0,074$ мм; железный скрап, обрезки проволоки, чугунную или железную стружку, измельченные до 1—5 мм и меньше; очищенные от олова, лака и масла консервную жесть или ее обрезки, дробленные и измятые до получения однородной крупности.

Цементацию меди осуществляют в простых и «активированных» желобах (Анаконда, Бьют, Влайхов Врах, Кананеа, Кеннекот, Коппер Сити, Майами, Майданпек, Рей, Сан-Доминго, Чино и др.), цементационных ваннах (Бисби, Инспирейшн, Кастл Доум, Мангула, Зонтелли, Рам Джангл, Уид Хайтс и др.), барабанных цементаторах (Мангула и др.) конусных цементаторах (Бингэм Каньон, Кеннекот, Маркоппер и др.).

Извлечение меди в цементационных желобах из чистых растворов, содержащих не менее 1—2 г/л меди, составляет обычно 90—95 % при расходе железа больше теоретически необходимого в 1,5—2 раза. Операции загрузки и выгрузки скрапа, его орошение, транспортировки цементной меди и другие обычно механизированы.

Вертикальные и горизонтальные барабанные цементаторы, применяемые, как и цементационные ванны (бассейны) на небольших предприятиях, обеспечивают более высокое по сравнению с желобами извлечение меди (95—97 %). Их недостатки — истирание цементной меди до коллоидных частиц, затрудняющих обезвожива-

ние цементной меди; трудности загрузки непакетированного скрапа и удаления его остатков, необходимость затрат электроэнергии на вращение барабана.

Наиболее полное (до 99 %) извлечение меди при эффективном использовании железа достигается в конусных цементаторах. При этом лучшие результаты получены при цементации меди жестко крупностью 2 мм. Цементационную установку легко механизировать и осуществить автоматический контроль и управление процессом при ее работе.

После цементации содержание твердого в пульпе составляет всего 2—3 % и ее направляют на центрифугирование или сгущение с добавками сепарана, полиакриламида или других флокулянтов (60—70 г/т), увеличивающих в 3—10 раз скорость осаждения твердых частиц. При естественной подсушке полученного осадка цементной меди в специальных прудках или на бетонированных наклонных площадках в течение 4—10 сут влажность отгружаемого продукта составляет 20—30 %; при фильтровании (на фильтр-прессах или в барабанных вакуум-фильтрах) — 8—10 %. Сушку, как правило, не применяют из-за больших потерь меди в виде пыли.

Содержание меди в цементном осадке составляет 60—87 %. При меньшем содержании меди крупные включения скрапа и мусора отсеивают, а мелкие частицы скрапа удаляют магнитной сепарацией. На фабриках «Чино» и «Кананеа» цементный осадок подвергают самостоятельному флотационному обогащению, на фабрике «Моренси» его объединяют перед флотацией с измельченной сульфидной рудой.

Примером комплексного использования сырья при одновременной переработке сульфидных и окисленных руд на предприятии является технология, принятая, например, на комбинате «Лейкшор» (рис. 6.13).

Схема выщелачивание — цементация (осаждение) — флотация. По данной схеме измельченную руду или продукты обогащения выщелачивают слабыми растворами серной кислоты при перемешивании в чанах с мешалками. Пульпа, содержащая растворенную медь, поступает в чаны-цементаторы, куда добавляют губчатое железо или измельченную чугунную стружку, а затем — во флотационные машины, где цементная медь в виде тонких частичек флотируется в слабокислой среде с получением богатого медного концентрата и отвальных хвостов.

Технология разработана в СССР профессором В. Я. Мостовичем в 1930 г. и известна под названием «процесс Мостовича», «комбинированный процесс», «схема ВЦФ» или «ВОФ» — в отечественной и «LPF» — в зарубежной литературе (по начальным буквам основных операций). Достоинства процесса Мостовича:

высокая скорость выщелачивания и относительно небольшой объем чанов;

ненужность отделения раствора от твердой части пульпы и его очистки перед цементацией (как по схеме выщелачивание —

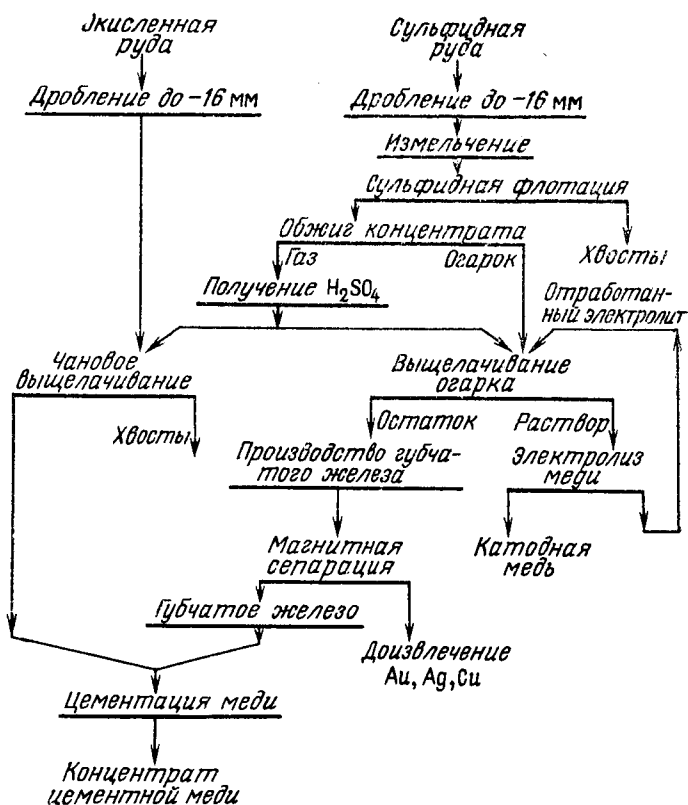


Рис. 6.13. Технологическая схема переработки руд на медном комбинате Лейкшор

цементация), в результате чего сокращаются капитальные затраты на оборудование и здания;

возможность полного извлечения при флотации вместе с цементной медью всегда имеющих в окисленных и смешанных рудах сульфидов меди, которые при гидрометаллургическом процессе (выщелачивании) извлекаются только на 40—70 %;

возможность дополнительного извлечения в медный концентрат благородных и некоторых других металлов (на 60—70 %), которые при выщелачивании серной кислотой практически не растворяются и остаются в отвальном продукте.

Поскольку процесс Мостовича позволяет одновременно выделить из руды флотационным путем как цементную медь, так и медь, содержащуюся в сульфидных медных минералах, а также благородные металлы, находящиеся в виде свободных и тонковкрапленных зерен в сульфидах железа, он наиболее эффективен при переработке сульфидноокисленных медных руд.

Крупность измельчения материала в процессе Мостовича определяется вкрапленностью минералов меди, подлежащих растворению, и возможность флотации сульфидных минералов.

Выщелачивание меди производится 0,5—3 %-м раствором серной кислоты из шламов и измельченного материала в контактных чанах, из песков — во вращающихся барабанах-дезинтеграторах (диаметром до 4 м, длиной до 6 м), облицованных кислотоупорным материалом или резиной.

Руды и материалы с низким содержанием глины выщелачивают обычно при $T:Ж = 1:1$. Если слив классификатора обладает меньшей плотностью (например, при тонком измельчении, необходимым для раскрытия имеющихся сульфидов или золота), то его сгущают. При высоком содержании глины выщелачивание приходится вести при меньшей плотности ($T:Ж = 1:2$).

Расход кислоты зависит от вещественного состава руды и колеблется в широких пределах — от нескольких килограммов до 30—45 кг на 1 т руды, а продолжительность выщелачивания — обычно от 20 мин до 1 ч и более.

Средний расход кислоты составляет 3—5 кг/кг выщелачиваемой меди, что в 2—3,5 раза больше теоретически необходимого. При этом 35—40 % кислоты расходуется на растворение медных минералов, 55—40 % — на растворение минералов породы, 15—20 % — находится в пульпе в виде свободной кислоты.

При переработке «упорных» руд, когда медь сорбционно связана с гидроксидами железа и марганца, алюмосиликатами, гидрослюдами и другими слюдоподобными минералами, расход серной кислоты увеличивается до 7,5—10 кг на 1 кг меди и выщелачивание проводится при подогреве пульпы острым паром до 60—70 °С. Остаточная кислотность при этом составляет 0,4—0,7 %. При высоком содержании в рудах известняка, доломита и других карбонатов щелочноземельных металлов, легкоразлагающихся оксидов и силикатов железа и алюминия, глин, расход кислоты возрастает до 150—200 кг/т руды и переработка их процессом Мостовича, как и по другим комбинированным схемам с предварительным выщелачиванием, становится экономически нецелесообразной.

Для цементации меди, осуществляемой в специальных цементационных чанах, используют скрап, чугунную стружку или губчатое железо, измельченное до крупности — 0,1 (0,5) мм. Наиболее эффективно по скорости и полноте осаждения меди губчатое железо, обладающее большой удельной поверхностью и высокой активностью. Кроме того, при его применении образуются хорошо флотирующиеся флокулы цементной меди. Губчатое железо, как и серную кислоту, производят обычно на месте из пиритного концентрата, получаемого чаще всего на той же обогатительной фабрике.

Продолжительность цементации составляет 5—20 мин. Расход железа также колеблется в широких пределах (от нескольких до 20—30 кг/т) при содержании меди в растворе после цементации 0,01—0,02 г/л.

Для успешной цементации меди необходимо, чтобы концентрация свободной кислоты в пульпе не превышала 0,2—0,3 %. По-

этому при избыточной кислотности пульпу после выщелачивания или разбавляют водой перед цементацией меди или нейтрализуют добавками известкового молока («Майами») или соды до pH 2,9—3.

Для эффективной флотации частиц цементной меди необходимо, чтобы их крупность не превышала 0,074—0,1 мм. Крупность частиц цементной меди зависит от крупности самого осадителя. Идеальной является его флотационная крупность (менее 0,1 мм). В этом случае благодаря развитой поверхности обеспечивается высокая скорость цементации, незначительная обдирка цементной меди с частиц, и частицы осадителя, покрытые пленкой меди, могут эффективно флотироваться. Вредного влияния окисления и ионов хлора можно избежать, если подавать железо в два приема: около 75 % в начале периода цементации и 25 % в конце. Избыток его в хвостах флотации при этом должен составлять 20—25 % исходного.

Для сокращения расхода железа непрореагировавшую часть его выделяют из хвостов или питания флотации магнитной сепарацией. Полученную магнитную фракцию, содержащую 2—3 % цементной меди, возвращают в процесс цементации. Так как кислород вреден, то перемешивание в цементаторах ведут без аэрации. По этой же причине цементацию не следует вести во флотационных камерах с аэрацией пульпы.

Флотация цементной меди и сульфидных минералов протекает в кислой среде. Это практически исключает возможность применения в качестве собирателя ксантогенатов, которые при наблюдаемых pH (2,5—4,5) подвергаются интенсивному гидролитическому разложению. Эффективными в этих условиях являются гидролизированные дитиофосфаты и неионогенные собиратели, к которым относят диксантогениды, тиоангидриды ксантогеновых и диалкилдитиофосфорных кислот, смешанные ангидриды и эфиры этих кислот, реагент СЦМ-2, представляющий собой смесь карбметоксилового эфира и тиоангидрида бутилксантогеновой кислоты, и некоторые другие реагенты.

Для флотации цементной меди в США применяют главным образом минерек-А, минерек-В и минерек-27, которые являются смешанными ангидридами ксантогеновых кислот и кислых эфиров угольной кислоты; в СССР — предложенные Гинцветметом гидролизированные дитиофосфаты при соотношении дитио- и монотиофосфатов в них 1:2,5, обеспечивающие максимальное извлечение меди, серебра и рения. Расход собирателей составляет 50—150 г/т.

Углеводородные масла и карбоновые кислоты, применяемые при флотации цементной меди, в качестве дополнительных реагентов-собирателей (при расходе около 100 г/т), позволяют значительно интенсифицировать флотацию цементной меди, особенно ее тонких частиц, благодаря селективной их флокуляции. Наибольший эффект наблюдается при введении аполярного масла в пульпу в виде тонкой эмульсии, стабилизированной мылами.

В качестве пенообразователей наиболее часто применяют сосновое масло, крезилловую кислоту, метилизобутилкарбинол (МИБК), аэрофрос при расходе их до 150 г/т.

Оптимальный рН при флотации цементной меди 4,5—4,9. Для повышения рН пульпы после цементации до оптимального подают иногда («Майами») небольшое количество известкового молока. Превышение оптимального рН ухудшает флотуемость цементной меди, а при рН больше 5,3 наблюдается резкое падение ее флотуемости.

Присутствие в руде сульфидов меди, флотуемость которых при удалении окисленных пленок с поверхности существенно улучшается, способствует образованию хорошо минерализованной пены и ухудшает флотуемость тонких частиц цементной меди, в том числе за счет проявления эффекта «флотации с носителем», роль которого играют гидрофобизованные зерна сульфидов.

Чтобы избежать окисления цементной меди и свести до минимума вредное действие иона хлора, на практике применяют следующие два способа:

перемешивание пульпы с собирателями цементной меди в восстановительной среде до начала аэрации и флотации пульпы при максимальной полной цементации меди (до концентрации в жидкой фазе 0,001—0,02 г/л). Восстановители (сульфит натрия или кальция, сернистую кислоту и др.) подают одновременно с собирателем в конце цементации меди;

удаление основной массы хлорсодержащих минералов перед выщелачиванием путем обычной флотации с сульфгидрильным собирателем после предварительной сульфидизации с получением отдельного концентрата.

Конечные результаты комбинированного процесса зависят главным образом от полноты цементации и постоянства рН в основной флотации. Схема флотации цементной меди обычно проста. Чаще всего из первых камер флотационной машины сразу получают богатые концентраты; промежуточные продукты из последующих камер перечищают и концентрат объединяют с концентратом, полученным из первых камер; хвосты перечистки идут в отвал или направляются в начало основной флотации.

Комбинированную схему «выщелачивание — цементация — флотация» можно применять для переработки всей руды («Багдад», «Хейден» и др.) или только шламовой ее части («Бьют», Джезказганская и др.), хвостов («Майами», «Огайо» и др.) или промпродуктов флотационного обогащения, в которых концентрируется основная масса трудноизвлекаемых минеральных форм меди, вызывающих основные потери ее при обогащении. Имеющиеся сульфиды при этом флотируются или вместе с цементной медью (рис. 6.14, а), или из хвостов ее флотации (рис. 6.14, б), или из остатка выщелачивания песковой фракции руды после его доизмельчения («Бьют»).

На Джезказганской фабрике окисленные и смешанные медные руды Джезказгана и Кальмакыра после II стадии измель-

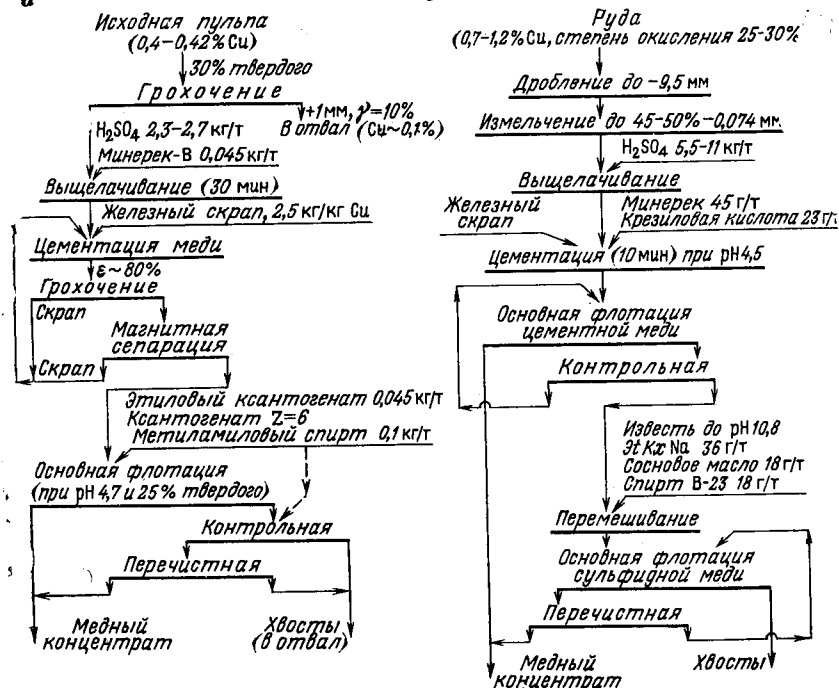


Рис. 6.14. Технологическая схема переработки хвостов на фабрике «Огайо» (а) и руд на фабрике «Багдад» (б)

чения делят на пески и шламы. Пески доизмельчают и обогащают по схеме прямой флотации, применяя сернистый натрий (350 г/т), бутиловый ксантогенат (90 г/т), флотомасло (50 г/т) и Т-80 (100 г/т). Шламы, выход которых составляет около 50 % от руды, перерабатывают комбинированным методом, подвергая выщелачиванию серной кислотой (30–35 кг/т), цементации растворенной меди чугушной стружкой (18 кг/т), при измельчении которой подают 40 г/т сернистого натрия, и совместной флотации сульфидов и цементной меди с бутиловым гидролизованным аэрофлотом (180 г/т). Общее извлечение меди в сульфидный и цементный концентраты составляет 70–75 %.

Технологическая схема переработки смешанных руд, содержащих 1,1 % общей и 0,18 % окисленной меди, на фабрике «Бьют» предусматривает выщелачивание серной кислотой уже в операциях протирки руды в скрубберах с керамической футеровкой и разделения ее на пески и шламы в дражных классификаторах.

Несмотря на значительные преимущества комбинированного процесса (сравнительно небольшие капитальные затраты, высокое извлечение цементной меди и сульфидов в богатые концентраты, более полное извлечение благородных металлов, возможность применения для переработки смешанных руд и извлечения металлов

из пульпы без отделения жидкой фазы от твердой), он не получил широкого распространения из-за сравнительно высоких расходов кислоты при выщелачивании и железа при цементации меди, необходимости применения во всех циклах и операциях кислотоупорного оборудования, неприменимости процесса для переработки карбонатных руд. По данным зарубежной практики комбинированный процесс рентабелен, если он обеспечивает дополнительное извлечение из руды, содержащей 0,7—1 % меди, 0,1 % меди.

Рентабельность комбинированного процесса можно повысить переработкой руд по сортам при тщательном контроле за качеством поступающей руды; осуществлением автоматического контроля и регулирования циклов измельчения и подачи реагентов в процессы выщелачивания, цементации и флотации; установкой винтовых сепараторов для улавливания гранул меди и крупного золота из хвостов флотации цементной меди; применением более совершенных конструкций цементаторов и более эффективных реагентов для флотации; использованием при необходимости схем с отдельной обработкой песков и шламов.

Схема выщелачивание — цементация — магнитная сепарация, получившая название ВЦМС (по начальным буквам операций), отличается от рассмотренной выше схемы ВЦФ тем, что в ней флотация заменена магнитной сепарацией частиц железа, покрытых цементной медью. Пленка цементной меди обдирается с поверхности железной или чугунной стружкой в шаровой мельнице. В результате последующих магнитной сепарации и классификации получают богатый медный концентрат, состоящий из немагнитной фракции и класса —0,074 мм магнитной фракции. Выделяемый из магнитной фракции класс +0,074 мм направляют вновь на цементацию меди (рис. 6.15).

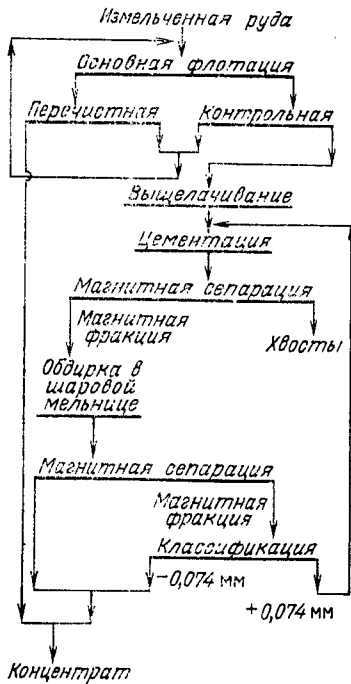
Схема ВЦМС разработана Гинцветметом и Джекказганским ГМК, чтобы исключить применение кислотоупорных флотационных машин и реагентов для флотации цементной меди, сократить потери ее в хвостах (особенно в присутствии рудных шламов) с плохо флотирующимися крупными частицами железа, а также в виде тонкой «сажистой» меди, легко образующейся при значительном содержании в пульпе ионов хлора.

Пленка цементной меди на частицах железа должна быть достаточно прочной и не отслаиваться в процессе цементации, но достаточно легко отделяться от поверхности зерен магнитной фракции, выделенной после цементации, при обдирке ее в шаровых мельницах. Образование такой пленки меди на частицах железа обеспечивается подачей в процесс цементации тиомочевины (200 г/т) при pH пульпы 1,5—1,7.

В оптимальных условиях извлечение кислоторастворимой меди в магнитную фракцию из различных окисленных медных руд по схеме ВЦМС в лабораторных условиях составляет 95—98 %.

Схема выщелачивание — осаждение — флотация. По данной схеме растворенная медь из сернокислотных растворов перед флотацией осаждается в виде сульфида меди продувкой пульпы газо-

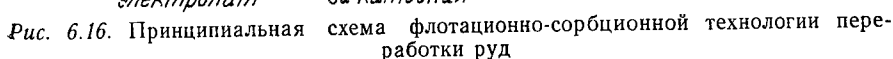
Рис. 6.15. Принципиальная схема ВЦМС переработки окисленных руд



образным сероводородом, загрузкой сернистого натрия или другого сульфидизатора (например, сульфида кальция или бария).

Расход, например, сернистого натрия, примерно в 10 раз меньше расхода губчатого железа и применение его позволяет значительно сократить затраты на осаждение меди из раствора. Кроме того, сернистый натрий позволяет за счет нейтрализации пульпы вести флотацию в нейтральной или слабощелочной среде вместо кислой среды. При этом становится возможным эффективное применение ксантогенатов, уменьшение расхода собирателя и улучшение условий работы флотационных машин и другого оборудования.

Процесс осаждения растворенной меди в виде сульфида используют в промышленных условиях на фабрике «Бор» для извлечения окисленной меди из шламовой части хвостов сульфидной флотации (95 % класса $-0,074$ мм), содержащей 0,1—0,2 % меди и около 15 % Al_2O_3 . Он включает выщелачивание меди серной кислотой при pH 2,5 в течение 10 мин, осаждение ее из раствора сероводородом и флотацию сульфидов меди и железа с применением минерека-А (100 г/т) и дауфроса-250 (30 г/т) при pH 3,6—4,5 с получением концентрата, содержащего не менее 5 % меди. Для повышения комплексности использования сырья из хвостов флотации дополнительно получают каолиновый концентрат, содержащий 34,67 % Al_2O_3 , путем перефлотации их катионным собирателем Армак-С (100 г/т) и пенообразователем МИБК (10 г/т) pH пульпы 3—4.



В качестве сорбента в СССР синтезирована серия смол аминокислотного типа (АМК, ВПК, АНКБ и др.) с сорбционной емкостью по меди до 120 мг/л. Максимальная сорбционная емкость по меди у таких смол наблюдается при pH 3—4. Поэтому пульпу, поступающую с выщелачивания pH 1,5—1,7, перед сорбцией нейтрализуют известковым молоком (при расходе извести до 8 кг/т), доводя pH до 3,5—4.

Сорбцию меди из пульпы осуществляют в каскаде сорбционных пачуков в режиме противотока смолы и пульпы при соотношении их потоков 1:20—1:17. Насыщенная медью смола поступает на грохочение, отмывку от пульпы, а затем на десорбцию 15—20 %-м раствором серной кислоты с последующей промывкой водой. Товарный регенерат содержит в среднем 25—35 г/л меди, 5—6 г/л железа, до 3,5 г/л алюминия и немного остальных примесей. Средний расход кислоты на десорбцию составляет 11—15 кг/т руды, половина ее при этом безвозвратно теряется. Результаты десорбции меди и отмывки смолы от кислоты могут быть значительно улучшены при использовании более интенсивных аппаратов, в частности колонн с насадкой КРИМЗ или колонн КНСР.

Электролиз меди из товарного регенерата проводится при постоянном токе с использованием анодов, изготовленных из сплава свинца с 3 % сурьмы, и медных стандартных катодов. Отработанный электролит содержит обычно не менее 8 г/л меди, 140 г/л серной кислоты и используется в качестве оборотного раствора, направляемого на выщелачивание окисленной меди из исходной руды или материала (см. рис. 6.16).

Флотационно-сорбционная технология позволяет существенно повысить (на 10—20 %) извлечение меди и улучшить технико-экономические показатели переработки окисленных и смешанных медных руд, например, Джезказганского месторождения и хризокolistых руд Удокана. Недостатки технологии — необходимость нейтрализации растворов до pH 3,5—4, что связано с потерями металлов, трудность получения богатых элюатов; замедленная кинетика процесса; высокая стоимость смолы и трудность ее изготовления; большие капитальные затраты.

Схема флотация — выщелачивание — экстракция — электролиз. По данной схеме (рис. 6.17) медь из раствора извлекают не сорбцией на ионообменных смолах, а экстракцией органическим веществом — экстрагентом, обладающим малой растворимостью в воде и способностью взаимодействовать с ионами меди, имеющимися в его структуре группировками, способными давать с медью прочные внутрикомплексные соединения.

Экстракция как метод извлечения металла из раствора имеет ряд преимуществ: позволяет освободить основной металл от примесей, сконцентрировать его в реэкстракте, а затем извлечь обычным способом — электролизом, кристаллизацией, восстановлением и т. д. Процесс протекает при обычных температуре и давлении, чистота получаемых продуктов обычно 99,99 %. Практически полное извлечение металлов достигается при pH, близких к гидролизу солей извлекаемых металлов, поэтому путем регулирования pH водного раствора можно последовательно выделить различные металлы. Оптимальный pH при этом составляет: для меди 3,6—4,7; железа 2—2,6; цинка 4,7—5,6; кадмия 5,3—6,7; никеля и кобальта 5,5—5,6.

За рубежом экстракцию используют для извлечения меди из разбавленных растворов сернокислотного выщелачивания («Блю-

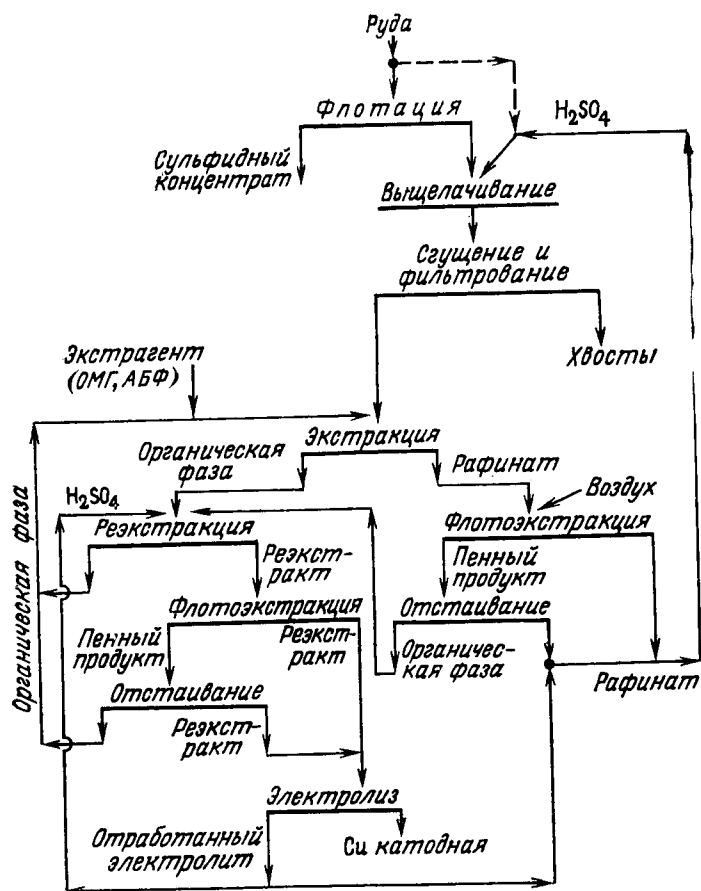


Рис. 6.17. Принципиальная технологическая схема переработки растворов выщелачивания экстракционным способом

берд», «Багдад», «Серро-Вердо», «Джонсон», «Твин Бьютс» и др.), растворов переработки медной руды подземного рудника («Нчанга»).

В СССР для экстракции меди предложены реагенты ОМГ (2-окси-5-алкилалкановофеноксим), применяемый в виде 7—10 %-го раствора в аполлярных растворителях, и АБФ, относящийся к классу оксibenзофеноксимов и хорошо растворимый в органических разбавителях (керосине, гексане, бензоле, толуоле и др.). За рубежом используют реагенты марки «Ликс», синтезированные на базе бензиноксима. Наиболее широко из них применяется в промышленности Ликс-64, хотя кинетические параметры его несколько хуже, чем у реагента Ликс-63. Реагенты Ликс-70, Ликс-71, Ликс-73, Ликс-74 — новые реагенты — применяются для экстракционного извлечения меди из более кислых сред и имеют большую емкость по меди.

При использовании флотационно-экстракционной технологии переработки окисленных и смешанных руд имеющиеся в них сульфиды удаляют флотационным путем в начале процесса или из остатка выщелачивания исходной руды («Твин Бьютс»).

Твердую и жидкую фазы после выщелачивания разделяют в процессе сгущения. Поскольку содержание взвешенных веществ в растворах, поступающих на экстракцию, не должно превышать 10 мг/л, слив сгустителя дополнительно фильтруется через песчаный фильтр, обеспечивающий необходимую чистоту получаемого раствора.

Содержание меди в растворах выщелачивания, перерабатываемых на экстракционных установках, изменяется от 0,6 до 30 г/л; серной кислоты — от 0,5 до 6 г/л.

Если экстракция осуществляется в аппаратах колонного типа, то более тяжелый раствор выщелачивания (плотностью 1050—1080 кг/м³) подают в верхнюю часть, а более легкий экстрагент (780—800 кг/м³) — в нижнюю часть колонны.

Из органической фазы медь реэкстрагируют концентрированным раствором серной кислоты. Экстракт из верхней отстойной зоны экстракционной колонны, как более легкий (плотностью 790—800 кг/м³) подают на реэкстракцию меди в нижнюю часть реэкстракционной колонны, а более тяжелый раствор серной кислоты (1150 кг/м³) — в верхнюю ее часть. Регенерированный экстрагент, вытекающий из верхней части колонны, направляют вновь на экстракцию.

Реэкстракт и рафинат, загрязненные механически увлеченным регенерированным экстрагентом, подают во флотационные колонны для очистки от экстрагента. С помощью сжатого воздуха экстрагент флотируется в верхнюю часть колонны и вытекает в емкость-отстойник, где происходит окончательное отделение экстрагента от механически увлеченного рафината. Рафинат, очищенный от примеси экстракта, вытекает из нижней части колонны и поступает после отстоя на выщелачивание, а реэкстракт — на электролиз меди (см. рис. 6.17).

Содержание меди в реэкстракте изменяется от 25 до 200 г/л; серной кислоты — от 180 до 200 г/л. Электролиз реэкстракта ведется до содержания в электролите 15—16 г/л меди и 220—230 г/л серной кислоты. Отработанный электролит направляют на реэкстракцию, а катодная медь (чистотой не менее 99,9 % меди) является готовой продукцией.

Наиболее крупное предприятие, использующее флотационно-экстракционную технологию, — медный комбинат «Чинго-ла», перерабатывающий в месяц 600 тыс. т смешанных руд, содержащих 0,64 % меди, и 100 тыс. т отвалов окисленных руд и вскрышных пород со средним содержанием меди 2,15 %.

По принятой на комбинате технологической схеме (рис. 6.18), хвосты сульфидной флотации смешанных руд (0,4 % меди) после сгущения и материал отвалов после измельчения при содержании твердого в пульпе 40—43 % поступают на двухстадиальное

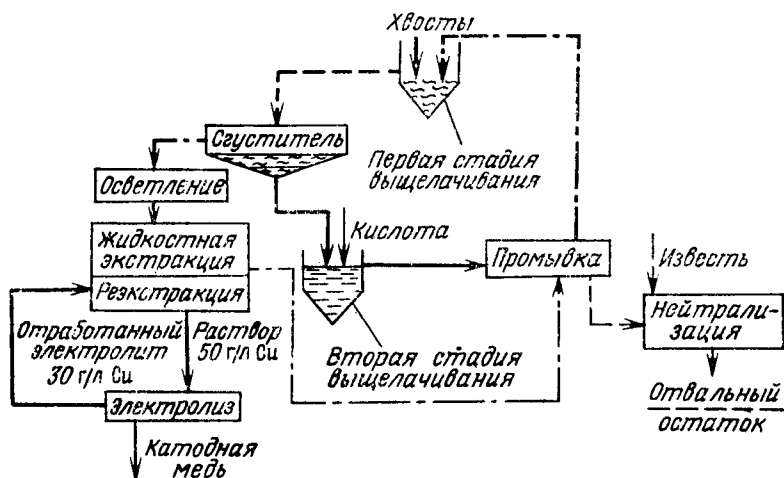


Рис. 6.18. Технологическая схема извлечения меди на комбинате «Чингола»

выщелачивание в 12 чанах диаметром 10,6 м и высотой 18 м с пневматическим перемешиванием пульпы. Из них восемь чанов используют для первичного и четыре — для вторичного выщелачивания.

Пульпу после I стадии выщелачивания подвергают сгущению и противоточной промывке в четырех последовательно работающих сгустителях диаметром 75 м с подачей в промывочные сгустители 8—10 г/л катионного флокулянта. Сгущенный продукт направляют на II стадию выщелачивания более крепкими растворами серной кислоты, после чего нерастворимый остаток промывают отработанными растворами, полученными в процессе экстракции (рафинатом) в пяти сгустителях того же размера с направлением выделенного осветленного раствора для использования в качестве оборотного.

Сгущенный материал нейтрализуют известью для осаждения растворимых сульфатов и направляют в хвостохранилище. Раствор, полученный после I стадии выщелачивания, содержит около 2,5 г/л меди, 2 г/л серной кислоты, немного железа, магния, алюминия и около 100 мг/л взвеси. Перед направлением на селективную экстракцию медьсодержащий раствор для снижения содержания взвеси пропускают через батарею песчаных фильтров, работающих под небольшим давлением. В результате фильтрования содержание взвеси снижается до 10 мг/л.

Экстракция меди осуществляется в 12 контактных аппаратах (смесителях-отстойниках, каждый из которых имеет ширину 12,2 м и длину 36,6 м), работающих по принципу противотока с применением в качестве экстрагента реагента Ликс-64 в виде 20 %-ного раствора в керосине. В результате трехстадийной экстракции максимальная доля соединений меди переходит в органическую фазу. Резкстракция меди из органической фазы проводится концентрированным раствором серной кислоты в две стадии. Полученный

раствор, содержащий 50 г/л меди, поступает на электролиз. Освобожденную от меди органическую фазу возвращают в процесс экстракции.

Принятая технология считается наиболее экономичной для перерабатываемых руд с относительно низким содержанием меди. По результатам проведенных расчетов сорбция — самый дешевый способ извлечения меди из растворов.

Успешному применению экстракционных процессов в промышленности для извлечения меди из медьсодержащего сырья будет способствовать создание более эффективной экстракционной аппаратуры с высокой производительностью (свыше 100 м³/ч), обеспечивающей минимальный унос органической фазы, а также разработка процесса и аппаратуры для осуществления экстракции непосредственно из пульпы.

Комбинированные схемы с применением комплексообразователей для выщелачивания меди. При содержании в рудах карбонатов щелочноземельных металлов, оксидов и гидроксидов железа и марганца, алюмосиликатов и глини, интенсивно взаимодействующих с кислотой и приводящих к резкому повышению ее расхода, процесс кислотного выщелачивания меди становится практически неприменим. Причина этого — не только резкое ухудшение экономических показателей переработки руд, но и значительное образование гипса, цементация им пор и резкое снижение скорости просачивания выщелачивающих растворов (до полного прекращения) через материал при кучном, подземном или перколяционном выщелачивании.

Для извлечения меди из руд или продуктов обогащения в таких случаях применяют выщелачивание растворами аммиака, солей аммония или других веществ, образующих с медью растворимые комплексные соединения. Растворы комплексообразователей почти не взаимодействуют с минералами породы, выщелачивают медь избирательно и получающиеся растворы практически не содержат посторонних примесей.

При аммиачном выщелачивании окисленная медь из ее карбонатов, оксидов и самородная медь сравнительно легко переходят в раствор в виде медно-аммиачных комплексных соединений. Гораздо труднее выщелачивается медь из хризоколлы и других силикатных ее соединений.

Аммиачное выщелачивание сульфидов меди достигается только при температуре 65—80 °С, подаче кислорода или воздуха и интенсивном перемешивании пульпы. Присутствующие на поверхности сульфидов и частиц самородной меди адсорбционные слои реагентов-сборителей тормозят процесс растворения минералов. Медь из аммиачных растворов выделяют дистилляцией или жидкостной экстракцией с последующим электролизом меди.

Аммиачное выщелачивание использует фирма «Калумет энд Гекла» (США) для извлечения меди из хвостов, содержащих в среднем 0,5 % меди, в основном, в виде самородной. Фирма «Ред-Гранде майнинг энд личинг Труст» (США) применяет аммиачное

выщелачивание при обработке окисленных медных руд, из которых медь плохо выщелачивается серной кислотой. Аммиачный процесс применяют также на предприятиях фирм «Кеннекот» (США) при разработке медного месторождения в Аляске для извлечения меди из окисленных медных руд, содержащих 2,7 % меди.

Для переработки окисленных руд с известковой породой, медь в которых в значительной мере представлена хризоколлой и другими ее силикатами, аммиачное выщелачивание осуществляется после предварительного восстановительного обжига, с целью перевода меди в оксид или металлическую медь, хорошо растворимые в аммиачных растворах.

Разработанный фирмой «Анаконда» (США) процесс «Анаконда-Арбитер» предназначен для выщелачивания сульфидных медных концентратов кислородно-аммонийными сульфатными растворами при низком давлении (около 500 кПа) и температуре пульпы 65—70 °С с последующей экстракцией и электроосаждением меди. Поскольку пирит не поддается окислительно-восстановительному выщелачиванию, то его извлекают из остатка выщелачивания флотацией.

В последние годы был разработан более дешевый, чем экстракция и электролиз, метод извлечения меди из растворов аммиачного выщелачивания сульфидов с применением SO_2 .

§ 6.6. КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫМ ОБЖИГОМ РУДЫ

Восстановительный обжиг руды с последующей флотацией обрабатываемых зерен металлической меди используют для переработки окисленных медных руд, не пригодных к выщелачиванию вследствие высокого содержания в них кислоторастворимых карбонатов породы, для извлечения меди из труднообогатимых руд с высоким содержанием силикатов, сложных алюмосиликатов и алюмофосфатов меди и медьсодержащих гидроксидов железа.

В качестве восстановителя могут использоваться углерод (кокс, уголь), оксид углерода, водород, углеводород, природный газ и другие углеродсодержащие вещества.

Промышленное применение за рубежом (в Чили, США, Перу, Мавритании, Замбии, Японии и других странах) получил *сегрегационно-флотационный процесс*. Он включает сегрегационный обжиг измельченной руды с добавками (0,5—2 %) твердого углеродистого восстановителя (кокса, угля) и поваренной соли (NaCl) в течение 10—60 мин при температуре 700—850 °С. В результате протекающих реакций при обжиге медь восстанавливается до металлической с одновременным укрупнением восстановленных частиц. Полученный огарок охлаждают без доступа воздуха и флотируют с сульфгидрильным собирателем и пенообразователем.

При обжиге протекают реакции гидролиза NaCl , хлорирования медных минералов и восстановления летучих хлоридов меди до

металла на раскаленной поверхности углеродистого вещества образующимся водородом.

Твердые частицы углерода практически не восстанавливают медь из хлоридов, но они совершенно необходимы в качестве центров кристаллизации и роста зерен металла. Оптимальная крупность частиц восстановителя (кокса) составляет 0,3—0,8 мм. Более крупные частицы имеют поверхность, недостаточную для создания необходимого числа центров кристаллизации металла, тогда как использование более мелкого кокса создает более восстановительную среду и интенсивное образование тонкодисперсной меди, в том числе на минералах породы, вызывая значительные ее потери в хвостах флотации. Расход кокса составляет в среднем 1—1,5 % массы руды.

Расход хлорирующего агента 5—10 кг/т. Избыточный его расход обычно ухудшает результаты процесса вследствие растворения хлоридов меди в расплаве, например, хлорида натрия.

Образующиеся на частицах угля или кокса в виде глобул, пластинок или чешуек зерна металлической меди имеют крупность до 0,08—0,1 мм и довольно легко извлекаются при флотации с сульфидрильным собирателем (при расходе 100—300 г/т) в богатый концентрат, содержащий 35—70 % меди, при извлечении ее до 90 % и выше.

Кроме меди, в процессе флотации извлекают также имеющиеся в руде висмут и благородные металлы. При содержании в руде серебра оно переходит в результате сегрегации в корольки меди и извлекается вместе с ними при флотации на 75—80 %. Золото в отличие от серебра не образует устойчивых хлоридов, не способно сегрегироваться и извлекается при флотации на 70—80 % главным образом в виде свободных или вкрапленных зерен самородного золота. Причем, если медь, висмут и серебро переходят в основном в медный концентрат, то золото — в значительной мере накапливается в промпродуктах флотации. Это необходимо учитывать, поскольку извлечение золота, серебра и висмута при наличии их в руде, может оказаться решающим фактором, определяющим экономiku процесса. Сокращения потерь металлов в хвостах в основном за счет корольков меди (крупнее 0,2 мм) и крупных зерен самородного золота можно достигнуть применением аппаратов гравитационного обогащения в циклах измельчения и флотации руды.

Прогресс сегрегационного обжига может осуществляться в одну (как в процессе сегрегации) или в две стадии (например, в процессах ТОРКО и «Митцуи»):

При одностадийном процессе руду, смешанную с коксом и хлоридом натрия, нагревают и обжигают в одном аппарате.

Так, например, на установке рудника Беренгуэла окисленную руду, содержащую 1,5 % меди и 150—160 г/т серебра, дробят (после сушки) в молотковой дробилке и измельчают вместе с углем и солью в шаровой мельнице до 65 % —0,074 мм, увлажняют, гранулируют в чашевом грануляторе и полученные окатыши (диаметром 12 мм) подают в шахтную печь. Обожженные окатыши

через систему заслонок,двигающихся возвратно-поступательно, сбрасывают для разрушения и охлаждения в закалочный бак с водой, откуда шнековым питателем подают в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с гидроциклонами, и затем — на флотацию при pH 8—8,4 без добавки извести. Амиловый ксантогенат (100 г/т) подают в мельницу, сосновое масло — в процесс флотации. После одной перемешки концентрат содержит 40—60 % меди и 6—15 кг/т серебра при извлечении меди — 80—85 % и серебра — около 80 %.

На установке рудника Лейкшор окисленные медные руды с содержанием 1,5—2,25 % меди, представленной в основном хризокolloй, дробят до —3 мм и направляют в буферный бункер для смешивания с солью (14 кг/т) и нефтяным коксом (9 кг/т) крупностью —0,8 мм. Полученную шихту подают во вращающийся реактор (4 об/мин), заполняемый до 20 % объема и подогреваемый по всей его длине газовыми горелками. Сегрегационный обжиг при 815°C заканчивается за 18 мин. Из реактора материал поступает во вращающийся охладитель Бекера, где огарок охлаждается без доступа воздуха до 90°C и затем измельчается до 65 % —0,074 мм в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с классификатором. Пульпа с содержанием твердого 25 % перед флотацией (при pH 11,5) кондиционируется в специальном чане с амиловым ксантогенатом (0,25 кг/т), реагентом 404 (0,05 кг/т), метилизобутилкарбинолом (0,05 кг/т) и известью (2,4 кг/т). Извлечение меди в концентрат, содержащий 50,09 % меди, составляет 87,15 %.

В Зимбабве работала семиподовая печь. На верхних пяти подах руду нагревали газом, на шестом (куда подавали уголь и соль) и седьмом — вели сегрегационный обжиг. Последующей флотацией получали концентрат, содержащий до 65 % меди при извлечении ее до 89 %.

В Чили из окисленных руд, содержащих 1,5—5 % меди, после обжига (который ведется при различных температурах в зависимости от содержания меди в исходной руде) с добавками 2 % поваренной соли и 0,5—1 % кокса, измельчения огарка и флотации с применением тиокарбоната (0,15 кг/т) и крезолата (0,2 кг/т) получают медные концентраты, содержащие 30—35 % меди при извлечении в них 70—95 % меди и около 80 % золота и серебра. В Коза Гранде и Трансаризоне при переработке методом сегрегации силикатных и смешанных силикатно-сульфидных медных руд, содержащих около 2 % меди, получают концентраты с содержанием 45—50 % меди.

Особенность *двухстадийного процесса ТОРКО* — использование печи кипящего слоя для быстрого предварительного нагрева руды в псевдооживленном слое и вертикального шахтного реактора для сегрегационного обжига. Нагретая руда из печи кипящего слоя «переливается» через порог в шахтный реактор, примыкающий к ней вплотную. Сверху на вертикально движущийся слой подают уголь и кокс. Разгрузка шахтного реактора, имеющая температуру 800°C, через донное отверстие поступает в воду для охла-

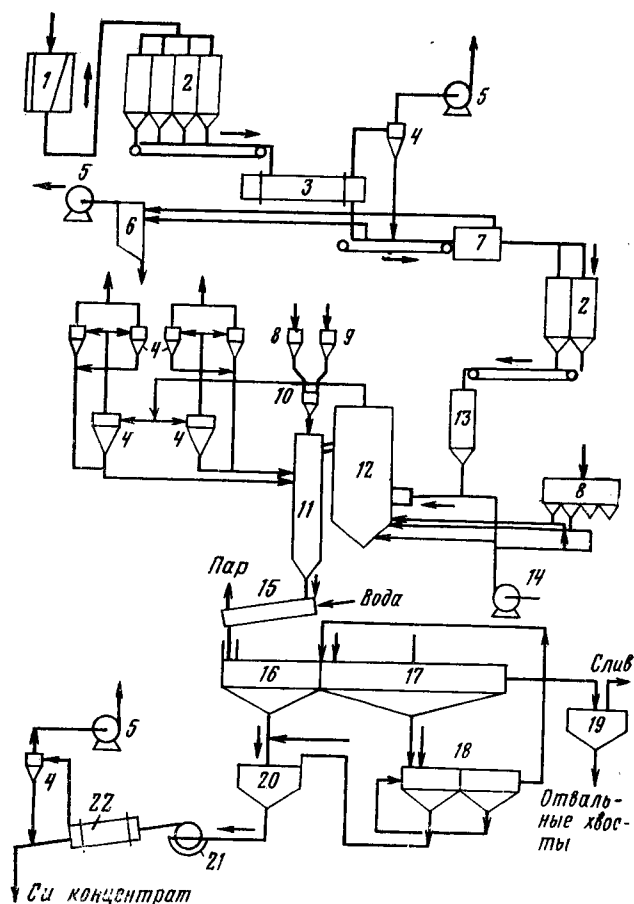


Рис. 6.19. Схема цепи аппаратов процесса ТОРКО:

1 — щековая дробилка; 2 — бункер для сырой руды; 3 — трубчатая сушилка; 4 — циклон; 5 — вентилятор; 6 — скруббер; 7 — стержневая мельница; 8 — бункер для угля; 9 — бункер для соли; 10 — бункер для смеси реагентов; 11 — шахтный реактор; 12 — печь кипящего слоя; 13 — питающий бункер реактора; 14 — воздуходувка; 15 — закалочный желоб; 16—18 — флотационные машины соответственно для основной, контрольной и перемешивающей флотации; 19, 20 — сгустители соответственно для хвостов и концентрата; 21 — барабанный фильтр; 22 — вращающаяся сушилка

ждения и далее направляется на измельчение и флотацию. Достоинство процесса — высокая скорость его протекания и небольшие расходы угля и соли; недостаток — низкий коэффициент использования тепла, поскольку отходящие газы в печи кипящего слоя имеют такую же температуру, как и нагретая руда.

Данный процесс на заводе Рокома (рис. 6.19), перерабатывающем окисленные руды с содержанием 12—18 % меди, обеспечил получение концентратов с содержанием 59 % меди при извлечении 94,7 %.

При переработке упорных медных руд рудника Акджоут процессом ТОРКО, руда после дробления в конусных дробилках и

измельчения в мельницах Аэрофол диаметром 7 м подвергается сухой магнитной сепарации. Немагнитную фракцию сухой магнитной сепарации, содержащую 3,2 % меди (в основном в виде хризоколлы), обжигают с добавкой 2 % угля и 0,5 % NaCl в четырех печах кипящего слоя производительностью 900 т/сут каждая. Полученный после флотации измельченного огарка медный концентрат содержит до 60 % меди и до 50 г/т золота. Однако из-за хрупкого характера руды и способности ее к пылеобразованию извлечение меди в концентрат редко превышало 70 %.

При использовании *двухстадийного процесса «Митцуи»* исходную руду предварительно обрабатывают горячими отработанными газами металлургических печей или энергетических котельных установок в циклонах и подготовленную таким образом руду загружают в барабанную печь, где ее обжигают с добавлением кокса и хлористого натрия. Схема цепи аппаратов установки «Митцуи» для переработки упорных окисленных медных руд месторождения Катанга, содержащих 5,9 % меди (представленных в основном хризоколлой и малахитом), 44 г/т серебра и 1,9 г/т золота, показана на рис. 6.20.

Реактор для нагрева руды состоит из серии последовательно расположенных по вертикали циклонов. Поступающая сверху через питатель руда находится в них во взвешенном состоянии в струе горячего воздуха. Температура подаваемого в нижний гидроциклон воздуха 1100°C, отходящих газов — менее 200°C. Из нижнего циклона руду с требуемой температурой (800°C) разгружают во вращающийся реактор, в который подают также соль (5 кг/т) и кокс (50 кг/т). После обжига в течение 20 мин огарок из реактора разгружают в воду для охлаждения, а затем подают на флотацию с амиловым ксантогенатом (0,38 кг/т), $Z = 200$ (0,007 кг/т) и сосновым маслом (0,1 кг/т). Концентрат содержит 50,9 % меди при извлечении меди 87,9 %; золота 73,5 %; серебра 83,9 %.

На установке рудника Катанга измельченную до крупности —0,2 мм руду, содержащую 5—5,5 % меди, после классификации в гидроциклонах, сгущения и фильтрования направляют в шахтную сушилку, откуда ее подают в циклоны, где нагревают воздухом, поступающим из воздухонагревателя и имеющего температуру 1100°C. Время прохождения через циклоны составляет 20—30 с. Из циклонов воздух с температурой 400°C поступает в шахтную сушилку. Руду, нагретую до 800°C, направляют вместе с измельченным хлористым натрием и коксом во вращающуюся печь. Время протекания реакции образования хлорида меди и последующего восстановления меди коксом до металла при температуре 650°C составляет 20 мин. Материал, выгружаемый из печи, смешивают с водой и сгущают. Сгущенную пульпу подают на флотацию с использованием амилового ксантогената калия, соснового масла и небольшого расхода $Z = 200$. Получаемый концентрат содержит 53—58 % меди при извлечении 75—80 %.

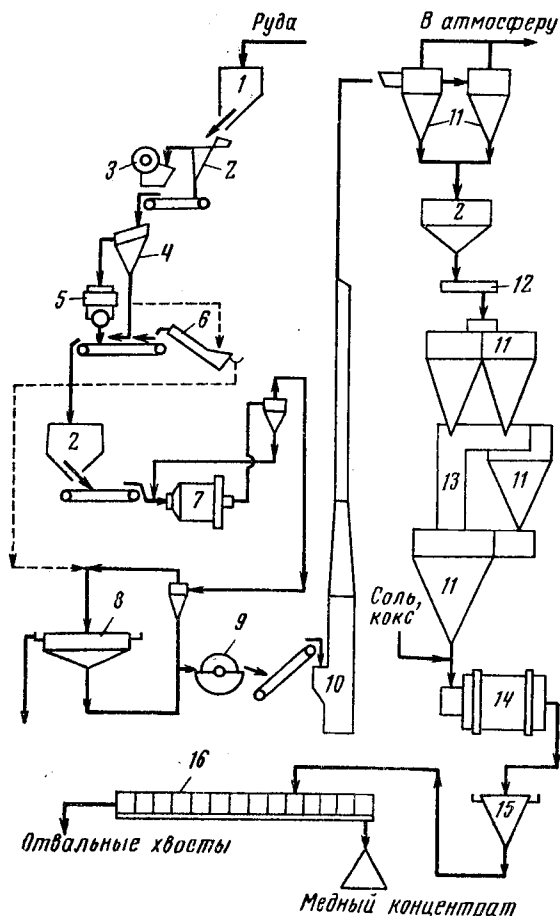


Рис. 6.20. Схема цепи аппаратов установки «Митцуи»:

1 — бункер; 2 — вибрационный питатель; 3 — щековая дробилка; 4 — вибрационный грохот; 5 — конусная дробилка; 6 — классификатор; 7 — шаровая мельница; 8 — сгуститель; 9 — барабанный фильтр; 10 — пневматическая конвейерная сушилка; 11 — циклон; 12 — шнековый питатель; 13 — суспензионный нагреватель; 14 — роторный реактор; 15 — чан; 16 — флотационная машина

Существенное достоинство процесса Митцуи — высокая эффективность использования тепла в циклонном нагревателе, простота управления нагревом и возможность использования подходящего местного топлива. Нагрев руды протекает настолько быстро, что разложения известняка не происходит. В роторном реакторе легко поддерживается требуемый состав реакционных газов, обеспечиваются хорошее перемешивание руды с восстановителем и успешное восстановление меди до металла.

Сегрегационно-флотационный процесс обеспечивает наиболее высокое извлечение металлов при переработке труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд. Однако он является одно-

временно наиболее сложным и дорогим процессом, требующим для своего осуществления значительных затрат на строительство обжигового цеха. Процесс неэкономичен, если руда содержит менее 3 % меди и это существенно ограничивает возможность переработки больших количеств сложных по составу медных руд.

§ 6.7. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

Медные, медно-пиритные и пиритные руды часто содержат золото и с их переработкой связана значительная часть его добычи.

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

Содержание свободного золота в рудах обычно невелико, однако извлечение его всегда оправдывает применение гравитационного обогащения. Особенно эффективно улавливание свободного золота в цикле измельчения и классификации установкой отсадочных машин, центробежно-гидравлических ловушек, щелевых (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).

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 концентрате шлюза концентрируются труднофлотируемые частицы золота (крупные зерна с покровными образованиями, пластинки со вкрапленными в их поверхность минералами породы, сростки и др.), с трудом перешедшие в черновой концентрат и легкоотраемые при перечистках.

Золото, связанное с сульфидами меди, и неизвлеченное гравитационными методами «свободное» золото при обогащении золотосодержащих медных и медно-пиритных руд выделяют обычно флотацией в золото-медный концентрат или непосредственно из руды, подавляя пирит и другие сульфиды железа, или по схеме с предварительным получением коллективного золото-медно-пиритного концентрата и последующим разделением его на золото-медный и пиритный продукты. Причем для извлечения золота не применяют других реагентов, кроме тех, которые необходимы для флотации медных минералов.

Реагенты-собиратели часто подают в мельницу, чтобы уменьшить депрессирующее действие солей железа на флотируемость частиц свободного золота. Осаждение солей железа в виде гидроксидов еще до полного раскрытия золота из сростков достигается подачей соды в измельчение. Сода полезна также при флотации руд в жесткой воде, замедляющей флотацию сульфидов и золота. Для руд с высокой поглотительной способностью по отношению

к ионам кальция в качестве регулятора рН можно использовать и известь, при этом подавления флотации свободного золота не наблюдается до рН 10,6.

Для повышения извлечения золота и меди из частично окисленных руд перед контрольной флотацией подают сернистый натрий (0,2—1 кг/т). Наиболее эффективным собирателем при этом является меркаптобензотиозол или смесь его с ксантогенатом. Потери золота с ошламованным пиритом сокращаются при стадийной флотации. 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 подвергают предварительной флотации с бутиловым и изоамиловым спиртами, диэтоксизтаном, диэтоксипутаном и сосновым маслом (до 100 г/т).

Повышению извлечения золота способствует сокращенное число перечистных операций или даже полное их отсутствие. Многократные перечистки неизбежны, если концентрат необходимо довести до кондиционного состояния по содержанию цветных металлов или сере. Труднофлотируемые частицы золота в этих случаях извлекают из хвостов флотации или промпродуктов, используя многократные контрольные флотационные операции и гравитационное обогащение («Кемпбелл Чибугами»).

Пирит при флотации золото-медных руд или разделении коллективных золото-медно-пиритных концентратов подавляют содово-цианистой («Кемпбелл Чибугама») или известково-цианистой («Оджанкос» и «Пико Майнз») средой при рН 9,4—10,5.

Технологическая схема и режим переработки золото-медных руд на Артемовской фабрике (рис. 6.21) позволяют получать три золотосодержащих гравитационных и два золото-медных флотационных концентрата.

С пиритом обычно связано тонкодисперсное золото, не вскрываемое обычным измельчением. Часть золота и серебра при этом могут быть химически связаны с теллуром. Присутствие золота в пирите улучшает его флотируемость. В отдельных случаях это позволяет выделить из общей массы пирита богатый золотосодержащий продукт. Так, на фабрике «Оахаса» почти все золото, связанное с небольшим количеством золотосодержащего пирита, легко выделялось в пенный продукт при рН 9,5 в содовой среде с добавками сернистого натрия, тогда как не содержащие золота сульфиды железа оставались в хвостах флотации.

Флотацию золотосодержащего пирита проводят с сульфидными собирателями. На зарубежных фабриках для этих целей применяют реагент 404 (производное меркаптобензотиозола). Для активации золотосодержащих сульфидов часто используют медный купорос или сернистый натрий. Причем эти реагенты подают в операцию контрольной флотации, когда свободное золото

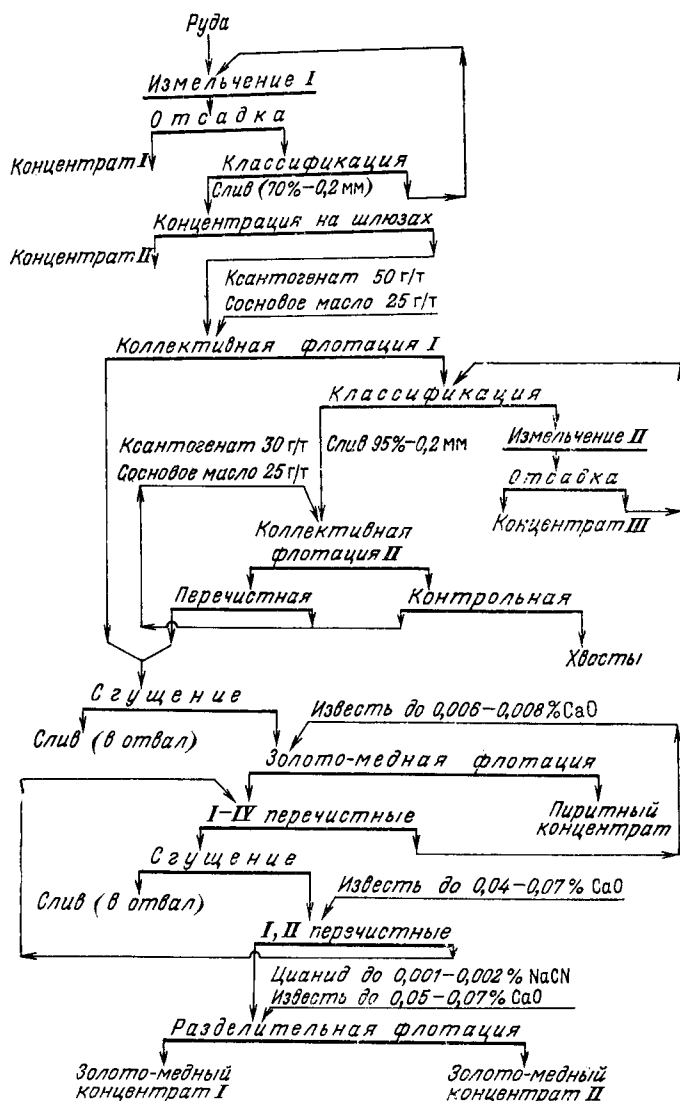


Рис. 6.21. Технологическая схема и режим обогащения золото-медных руд на Артемовской фабрике

уже сфлотировано. При необходимости отделения золотосодержащего пирита от пирротина, как, например, при обогащении сплошных медно-пиритных руд на фабриках «Норанда» и «Квемонт», флотации предшествует аэрация пульпы в аэраторах специальной конструкции для пассивации поверхности пирротина продуктами окисления и депрессии его флотации.

Золото из пиритного концентрата извлекают обычными методами: цианированием, плавкой, цианированием после обжига.

Для некоторых труднообогатимых золотосодержащих пиритных руд (в частности, содержащих теллуриды), а также хвостов сульфидной медной флотации, с высоким содержанием в них золота, наиболее целесообразна *схема прямого цианирования руды* с последующей флотацией пирита, обжигом пиритного концентрата и цианированием огарка.

Флотацию золотосодержащих сульфидов из хвостов цианирования осуществляют как в щелочной, так и в кислой средах. В первом случае хвосты цианирования после тщательной отмывки от цианида и извести, активации сульфидов медным купоросом, флотируют в содовой среде с ксантогенатом и пенообразователем. Однако флотация сульфидов в таких случаях обычно протекает недостаточно эффективно. Гораздо успешнее она проходит в кислой среде, создаваемой обработкой пульпы сернистым газом, получаемым при обжиге флотируемых сульфидов. Флотация в кислой среде («Грейт Боулдер» и «Лейк Шор») помимо резкого улучшения флотируемости сульфидов позволяет также отказаться от очень тщательной отмывки растворенного золота, поскольку оно в кислых растворах осаждается на пирите и вместе с ним извлекается (до 98 %) в концентрат.

При обработке теллуристых золото-пиритных руд стали использовать (например, в Австралии) селективную флотацию свободного золота и теллуридов до обычной флотации пирита, что создает предпосылки для получения из таких руд теллура в качестве товарного продукта. При содержании в рудах самородного селена, он также хорошо флотирует с углеводородными маслами или ксантогенатами и извлечение его в концентрат при флотации достигает 85 %.

Иногда пиритные концентраты имеют заметные содержания кобальта, минералы которого (линнеит, кобальтин, смальтин и др.) обычно тесно связаны с сульфидами железа. Если они свободны, то их можно сфлотировать из пиритного или коллективного медно-пиритного концентрата, депрессируя сульфиды меди и железа сернистым натрием (3—5 кг/т).

Перспективный процесс доизвлечения из хвостов сульфидной флотации золота, связанного с минералами породы — *цианирование их в процессе доизмельчения* (при расходе цианида около 0,6 кг/т) с последующей сорбцией растворенного золота ионообменными смолами или активированным углем и флотацией нагруженного сорбента или отделением его от пульпы на грохотах тонкого грохочения.

На некоторых фабриках принимают специальные меры для извлечения имеющейся в рудах водорастворимой меди. Так, на фабрике «Маунт Морген» (Австралия) руду перед измельчением промывают в речных классификаторах и из жидкой фазы их слива цементируют медь на железной стружке. В осадок извлекают до 2 % всей меди, получаемой на фабрике.

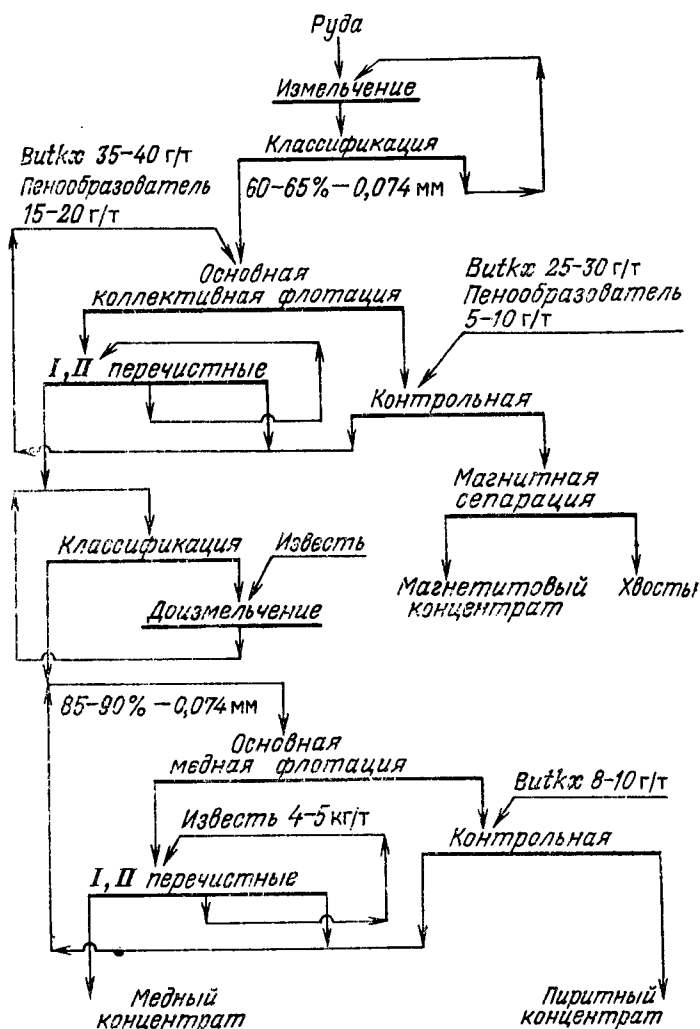


Рис. 6.22. Технологическая схема и режим обогащения медно-магнетитовых руд Гумешевского месторождения

С целью повышения комплексности использования медно-магнетитовых руд их обогащают по двум технологическим схемам.

Руды с небольшим содержанием магнетита (30—40 % железа) и высоким содержанием меди (0,6—0,7 %) подвергают флотации с получением медного концентрата, а хвосты флотации направляют на магнитную сепарацию для получения железных концентратов (Пышминская, «Тексада», «Палабора», «Филекс», «Тоledo» и другие фабрики).

На обогатительной фабрике «П а л а б о р а» руды (содержащие 0,54 % меди и 27 % железа) с высоким и низким содержанием

титана перерабатывают отдельно. После дробления и измельчения до крупности 53 % — 0,074 мм они поступают на медную флотацию, которую проводят с использованием амилового ксантогената калия (20 г/т) в качестве собирателя и смеси соснового масла, реагента азро-65 и метилизобутилкарбинола (10 г/т) в качестве пенообразователя. Хвосты флотации поступают на магнитную сепарацию с получением магнетитового концентрата, содержащего 66—67 % железа. Немагнитную фракцию доизмельчают до 70 % — 0,044 мм и направляют на контрольную медную флотацию, пенный продукт которой возвращают в первичную медную флотацию. Извлечение меди в медный концентрат составляет 84,39 % при содержании в нем меди 31,62 %.

Схема с предварительной коллективно-селективной флотацией сульфидов и последующей магнитной сепарацией магнетита с получением медного, пиритного и магнетитового (железного) концентратов из руд Гумешевского месторождения приведена на рис. 6.22.

Руды с высоким содержанием железа (40—45 %) и низким содержанием меди (0,2—0,3 %) сначала подвергают магнитной сепарации, выделяя железный концентрат, а затем хвосты сепарации флотируют с получением после перемешивания медного концентрата («Корнуэлл», «Тасу», «Весфроб» и другие фабрики).

ГЛАВА 7. МОЛИБДЕНОВЫЕ И МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫЕ РУДЫ

§ 7.1. ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД

Источник получения молибденовых концентратов — собственно молибденовые руды, а также медно-молибденовые порфировые и вольфрамо-молибденовые скарновые руды. Содержание молибдена в них изменяется от 0,005 до 0,2 %.

Основной молибденовый минерал во всех типах сульфидных руд — молибденит (MoS_2), содержащий 60 % молибдена и 40 % серы, плотностью 4700—5000 кг/м³ и твердостью 1. Из окисленных молибденовых минералов промышленный интерес представляют повеллит (CaMoO_4), брошантит ($3\text{CuO} \cdot 2\text{MoO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$) и ферримолибдит ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{MoO}_3 \cdot 7,5 \text{H}_2\text{O}$), отношение Fe_2O_3 к MoO_3 в котором непостоянно и изменяется от 1:3,8 до 1:4,6 (при теоретическом соотношении 1:2,7). В СССР молибден в окисленном виде встречается в повеллитовых и молибденит-повеллитовых рудах на Балхашской и Каджаранской фабриках, в ферримолибдитовых рудах — на Сорской фабрике.

Молибденсодержащие руды — комплексное сырье. Помимо молибдена они могут содержать медь, железо, серу, вольфрам, олово, висмут, свинец, цинк, золото, серебро, рений и другие цен-

ные компоненты, без извлечения которых переработка руд может оказаться нерентабельной.

Сера в рудах, кроме молибденита, связана с медью, пиритом и иногда пирротинном. Медь может быть представлена как первичными, так и вторичными сульфидами меди цинк — обычно сфалеритом (ZnS), свинец — галенитом (PbS), висмут — висмутином (Bi_2S_3) и самородным висмутом. Значительная часть золота и серебра обычно связана с сульфидами тяжелых металлов, а рений находится в виде изоморфной примеси в других минералах, преимущественно в молибдените. Присутствие их существенно повышает ценность молибденосодержащих руд.

Нерудные минералы в молибденовых и медно-молибденовых рудах представлены в основном кварцем и различным соотношением других минералов, таких как серицит, хлорит, тальк, кальцит, флюорит, полевой шпат, турмалин и апатит.

При обогащении медных и медно-молибденовых руд решаются задачи отделения сульфидных минералов от минералов вмещающих пород, разделения сульфидных минералов с получением одноименных концентратов, доизвлечения благородных металлов, окисленных минералов меди, молибдена и комплексного использования несulfидной части руды в условиях водооборота и оптимизации процесса средствами автоматизации.

Трудности обогащения молибденосодержащих руд обусловлены особенностями их вещественного состава. К основным из них относятся:

необходимость очень тонкого измельчения некоторых продуктов обогащения для более полного раскрытия сростков сульфидных минералов друг с другом и минералами породы. Кроме того, при разработке режима измельчения и схемы обогащения необходимо учитывать, во-первых, что более мягкие зерна молибденита при измельчении режутся острыми краями твердых зерен породы и пирита. Это может привести к переизмельчению молибденита, понижению его извлечения и ухудшению качества концентрата. Во-вторых, при рассмотрении зерен молибденита и породы в мельницах последняя приобретает флотационную активность, что снижает эффективность перемешивающих операций флотации и ухудшает качество концентратов;

недостаточная эффективность отделения сульфидных минералов от минералов породы и особенно от флотоактивных алюмосиликатов, типа серицито-хлоритовых и оталькованных сланцев, повышенное содержание которых в рудах создает чрезвычайные трудности в получении высококачественных молибденовых и других концентратов;

необходимость применения сложных технологических режимов разделения сульфидных минералов вследствие активации сульфидов железа, многообразия минеральных форм меди, присутствия висмута и необходимости получения высококачественных молибденовых концентратов, содержащих не менее 45 % молибдена, при весьма низком содержании его в рудах;

необходимость осуществления водооборота в условиях применения флотационных реагентов различного типа для селективной флотации основных сульфидных минералов, доизвлечения окисленных минералов меди, молибдена, благородных металлов и получения несульфидных концентратов (кварцевых, полевошпатовых и др.) с целью повышения комплексности использования сырья.

Селективную флотацию молибденовых и медно-молибденовых руд осуществляют с применением широкого ассортимента реагентов-модификаторов. К основным из них относят известь, цианид, сернистый и гидросернистый натрий, окислители (гипохлорит, перекись водорода, перманганат), ферри- и ферроцианиды, соли фосфора и мышьяка, жидкое стекло, декстрин, крахмал и другие органические реагенты.

§ 7.2. ДЕЙСТВИЕ ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ

Выбор применяемых реагентов при флотационном обогащении молибденовых и медно-молибденовых руд в значительной мере обусловлен флотационными свойствами молибденита.

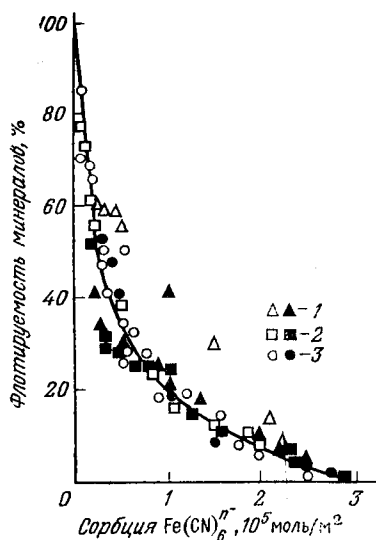
Кристаллы молибденита обладают слоистой структурой. При измельчении образуются чешуйки с высокой гидрофобностью по плоскостям спайности и сильно гидрофильными торцовыми участками. Поскольку доля поверхности сильно гидрофобных плоскостей спайности, обнажающихся при измельчении, обычно во много раз больше поверхности гидрофильных торцовых участков, чешуйки молибденита обладают хорошо выраженной природной гидрофобностью.

Для эффективной флотации молибденита в большинстве случаев достаточно небольших загрузок аполярного собирателя. При этом флотационная активность аполярного собирателя тем выше, чем больше содержание в нем непредельных соединений и ароматических углеводородов, чем лучше он эмульгирован и чем выше исходная потребность флотируемых частиц.

Флотируемость молибденита довольно резко ухудшается (по механизму депрессии шламами) тонкими частицами слоистых алюмосиликатов (сланцев, талька и др.), также обладающих гидрофобностью по плоскостям спайности и гидрофобизированными шламами сульфидных минералов (например, халькопирита).

Обычные подавители флотации сульфидов на флотируемость неокисленного молибденита (при обычных расходах) существенно не влияют. Однако необходимо учитывать, что с увеличением степени измельчения на его поверхности возрастает доля гидрофильных торцовых участков и необходимость их гидрофобизации ионогенными собирателями. Одновременно возрастает зависимость флотируемости гидрофобизированного таким образом молибденита от наличия и концентрации в пульпе обычных депрессоров. Например, если в качестве ионогенного собирателя используется аэрофлот, то депрессирующее действие реагентов на молибденит

Рис. 7.1. Влияние плотности сорбции феррицианида на флотуемость халькопирита (1), борнита (2) и халькозина (3) с различной степенью окисления их поверхности (светлые и темные точки) при расходе бутилового ксантогената 100 г/т



возрастает в следующем порядке: известь, едкий натр, феррицианид натрия, сернистый натрий, цианид калия.

Предварительная обработка молибденита аполярными собирателями (керосином, трансформаторным маслом) уменьшает депрессирующее действие гидроксильных, сульфидных и других ионов на собиратель, окисляемость частичек молибденита и их влияние на флотацию минерала.

Молибденит депрессируется органическими коллоидами (крахмалом и декстрином) гораздо сильнее, чем другие сульфидные минералы, что используют на практике для их разделения. При этом следует учитывать, что декстрин и крахмал являются эффективными депрессорами молибденита, если его поверхность еще не покрыта аполярным собирателем. В противоположном случае коллективный медно-молибденовый концентрат перед его разделением, основанном на депрессии молибденита декстрином или крахмалом, подвергают низкотемпературному обжигу для удаления собирателя с его поверхности.

Гораздо чаще при селективной флотации используют реагентные режимы, основанные на флотации молибденита и депрессии других сульфидных минералов. В качестве депрессоров сульфидов меди и железа используют сернистый и гидросернистый натрий, цианиды и известь, закономерности депрессирующего действия которых рассмотрены ранее (см. § 6.2).

Эффективная депрессия сульфидных минералов меди (особенно вторичных) может быть достигнута в присутствии феррицианида калия (красной кровяной соли). При этом на всех минералах наблюдается практически одинаковая зависимость между сорбцией депрессора (протекающей без вытеснения собирателя) и депрессирующим действием реагента на флотуемость сульфидов меди (рис. 7.1).

На сорбцию и депрессирующее действие феррицианида существенное влияние оказывает степень окисления минералов. Чем она выше, тем больше сорбция феррицианида и успешнее депрессия флотации сульфидов меди. Поэтому скорость окисления свежееобнаженной сульфидной поверхности (в процессах доизмельчения и разделения коллективного концентрата) — лимитирующий фактор при использовании феррицианида в качестве депрессора сульфидных минералов меди.

Наиболее эффективная депрессия всех сульфидов меди в присутствии феррицианида наблюдается в слабокислой и нейтральной средах. Повышение pH более 7,5—7,8 приводит в связи с разрушением феррицианидов тяжелых металлов к резкому ухудшению депрессии флотации минералов меди.

Улучшению технологических показателей селективной флотации медных, медно-молибденовых и других руд способствует применение различных фосфатов. При малых расходах соли фосфора являются гидрофобизаторами сульфидных минералов и могут быть использованы в качестве активаторов при их коллективной флотации, а при больших расходах — в качестве депрессоров сульфидов меди и железа, а также легкофлотируемых алюмосиликатов при селективной флотации медно-молибденовых и других руд.

Наиболее эффективное подавление флотируемости силикатных минералов пустой породы в присутствии фосфатов, жидкого стекла и КМЦ наблюдается в слабокислой среде (см. рис. 6.7 и 6.8).

В качестве собирателей при флотации окисленных минералов молибдена (повеллита, брошантита и ферромolibдита) используют оксигидрильные собиратели, обычно смесь солей жирных кислот с алкилсульфатами в щелочной среде. Трудность флотации ферримolibдита при этом заключается в том, что он в щелочной среде неустойчив. Разложение его начинается уже при добыче руды, а в цикле измельчения, классификации и флотации создаются благоприятные условия для течения этого процесса. При этом происходит непрерывное изменение состава и свойств поверхности минерала, что резко снижает возможность устойчивого закрепления флотационных реагентов-собирателей. Вследствие этого извлечение ферримolibдита при флотации не превышает 60—70 %.

§ 7.3. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Наиболее легко поддаются обогащению с получением высоких технологических показателей *чисто молибденитовые кварцевые руды* с небольшим содержанием в них других сульфидов.

Учитывая характер вкрапленности сульфидных минералов в таких рудах, флотация производится обычно при очень крупном измельчении (20—50 % — 0,074 мм) с получением грубых молибденовых концентратов и отвальных хвостов.

Доизмельчение грубого концентрата, представляющего собой в основном сростки кварца с небольшими включениями молибденита, и его доводку осуществляют стадийно.

Более совершенное раскрытие минералов в цикле доизмельчения грубых молибденовых концентратов достигается при использовании галечного измельчения.

Даже очень тонкое измельчение галей не оказывает вредного влияния на флотируемость молибденита, тогда как измельчение стальными шарами понижает его извлечение в конечный концентрат. По этой причине, например, на фабрике «Клаймакс» только I стадия доизмельчения производится шарами, остальные (II—IV) — галей.

Практика переработки молибденовых руд («Клаймакс», «Урад», «Эндако» и др.) показывает, что применение галечного измельчения по сравнению с шаровым позволяет улучшить селективность флотационного процесса и получать более богатые молибденовые концентраты.

В качестве собирателя используют углеводородные масла (керосин, трансформаторное масло, машинные масла марок СУ и Л, соляровое масло и др.) при расходе 100—300 г/т руды. Повышение эффективности их действия при флотации достигается:

учетом влияния температуры, поскольку в холодных пульпах лучшие результаты дают менее вязкие масла, а в теплых — более вязкие;

созданием условий, обеспечивающих максимальное число столкновений минеральных частиц с капельками масла, за счет энергичного перемешивания пульпы с маслом или тонкого предварительного эмульгирования подаваемого углеводородного масла без стабилизаторов эмульсии, которые могут затруднять закрепление капелек масла на частичках молибденита;

подбором пенообразователя, предотвращающего гашение пены в присутствии аплярных масел. В качестве таких пенообразователей наиболее широко применяют ОПСБ, Т-66, сосновое масло;

небольшими добавками сульфированных моноглицеридов жирных кислот (известных в США и Канаде под названием реагентов Синтекс), позволяющими за счет лучшего эмульгирования углеводородных масел и улучшения пенообразования существенно повысить результаты обогащения молибденовых руд при снижении расхода соснового масла. В частности, применение их на фабрике «Клаймакс» привело к повышению извлечения молибдена на 2 %;

добавками ксантогената в основную молибденовую флотацию, повышающими по данным Ю. А. Чуева извлечение молибдена на 1—6 % как за счет улучшения флотируемости тонкоизмельченного молибденита, так и доизвлечения сростков молибденита с другими сульфидными минералами;

предварительной загрузкой в пульпу реагентов-пептизаторов (жидкого стекла, сульфат-целлюлозы, гексаметафосфата и др.), предотвращающих покрытие капелек масла тонкими шламами и

тем самым обеспечивающих эффективное закрепление собирателя на поверхности флотируемых частиц молибденита.

В цикле основной молибденовой флотации обычно применяют соду (рН 8—9). При обогащении руд, содержащих или образующих при измельчении относительно большое количество шламов, применяют жидкое стекло (20—40 г/т) или гексаметафосфат натрия. На фабрике «Бьют» (США) для этих целей используют пиррофосфат (12 г/т). Их загрузкой в большинстве случаев удается также предотвратить («Клаймакс») вредное действие измельченного бетона, попадающего в руду в процессе горных работ. Добавки извести бывают иногда необходимы для нейтрализации вредного влияния на флотацию глинистых пород. Однако известь в некоторых рудах вызывает коагуляцию шламов и налипание их на частицы молибденита, что приводит к потере последних в хвостах флотации. Применение едкого натра в таких случаях улучшает извлечение молибденита.

Повышению извлечения молибдена из руд с малым содержанием других сульфидов способствует предварительная обработка аполярным собирателем пенных продуктов основной и контрольной флотаций.

Концентрат основной флотации после одной-двух перемешиваний и доизмельчения с целью раскрытия сростков молибденита с другими минералами подвергают нескольким (от четырех до 12) дополнительным перемешиваниям, чтобы получить окончательный молибденовый концентрат, содержащий около 50 % молибдена.

Для депрессии сульфидов меди и железа используют в большинстве случаев сернистый натрий (15—30 кг/т концентрата), цианиды (0,3—3 кг/т и концентрата) и известь.

Для оптимизации расхода извести, цианида и сернистого натрия могут быть использованы рассмотренные ранее системы автоматизации (см. рис. 6.11, в и 6.12, в). При этом заданием функциональному блоку 10 на регулирование расхода извести (см. рис. 6.11, в) является уравнение (6.4) для пирита (при значении $\lg K = -15,2$) или уравнение (6.3) для халькопирита (при значении $\lg K = -17$). Заданием функциональному блоку 10 на регулирование расхода цианида (см. рис. 6.11, в) является уравнение (6.7) для халькозина (при значении $\lg K = +0,85$), требующего для депрессии своей флотации наибольшей концентрации цианидных ионов в пульпе. При оптимизации расхода сернистого натрия заданием функциональному блоку 10 является уравнение (6.8) для марказита (при значении $\lg K = -12,85$) или для халькозина (при значении $\lg K = -12,8$).

При совместном применении сернистого натрия и цианида их расход регулируют использованием системы автоматизации, принципиальная схема которой показана на рис. 6.12, в. Данная схема отличается от схемы, показанной на рис. 6.11, в, наличием дополнительного контура контроля и регулирования расхода цианида. При этом заданием функциональному блоку 15, вырабатывающему зависимость $\lg [\text{Cu}(\text{CN})_2] / [\text{CN}^-]^2 = f(\text{pH}, [\text{Kx}^-])$, являются урав-

нение (6.5) для пирита (при значении $\lg K = +14,87$) или уравнение (6.7) для халькозина (при значении $\lg K = +0,85$).

При незначительном содержании сульфидов меди и железа их депрессируют обычно в перечистных операциях, при высоком — целесообразно основную массу сульфидов выделить из грубого молибденового концентрата перед его доизмельчением, поскольку тонкоизмельченные зерна труднее задепрессировать, чем крупные, и чтобы избежать переизмельчения основной части молибденита в процессе доизмельчения концентрата.

Молибден доизвлекают из сульфидных хвостов после их предварительного сгущения и иногда доизмельчения. Пенистый продукт направляют в перечистки совместно с основным концентратом.

Большие затруднения в получении кондиционных молибденовых концентратов возникают при наличии в рудах легкофлотируемых алюмосиликатов в виде серицитовых, хлоритовых и оталькованных сланцев. Наиболее эффективны перечистки черногого молибденового концентрата, загрязненного серицитом и серицитизированным кварцем, в слабокислой среде с применением жидкого стекла и других реагентов-депрессоров (см. рис. 6.7 и 6.8).

При загрязнении молибденитового концентрата шунгитом (аморфным углеродом), углеродом истирающихся шаров или плава сернистого натрия, углем, лучший способ повышения его качества — обжиг.

Для удаления примесей других металлов и повышения качества молибденовых концентратов на некоторых фабриках их подвергают специальной обработке. Так, на фабрике «Урад» для выщелачивания свинца и цинка концентрат обрабатывают горячим раствором хлорного железа. На фабрике «Прейс-сак» коллективный молибдено-висмутовый концентрат подвергают автоклавному выщелачиванию.

При значительном ошламовании молибденита в цикле доводки целесообразна схема с выводом обогащенных хвостов доводки в качестве полупродукта для гидрометаллургической переработки, чтобы исключить безвозвратные потери молибдена, особенно при переработке труднофлотируемых руд.

§ 7.4. РЕЖИМЫ ПОЛУЧЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Перерабатываемые на крупных фабриках медно-молибденовые порфиновые руды, содержащие 0,2—2 % меди и 0,008—0,1 % молибдена, характеризуются относительно крупной вкрапленностью основной массы сульфидных минералов в породе при тесном взаимном прорастании части сульфидов между собой.

Этим особенностям вещественного состава медно-порфиновых руд соответствует применяемая практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-молибденовые руды, *схема коллективной флотации сульфидов с последующим их разделением* (рис. 7.2). Она включает циклы рудной флотации, доиз-

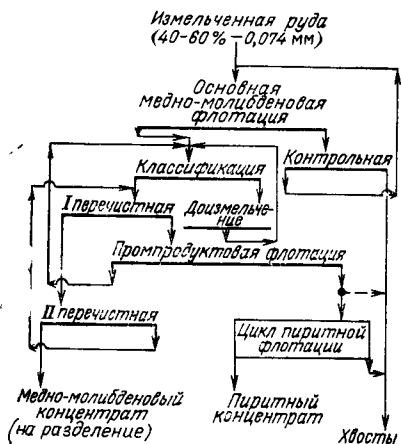


Рис. 7.2. Схема получения медно-молибденовых концентратов из медно-порфирировых руд

мельчения чернового коллективного концентрата, получения медно-молибденового концентрата с выделением пирита в виде хвостов промпродуктового цикла и разделения медно-молибденового концентрата.

Основную и контрольную флотацию с получением чернового коллективного концентрата и отвальных хвостов проводят при крупном измельчении руды (45—55 % — 0,074 мм), достаточном для высокого извлечения в концентрат свободных рудных минералов, их сростков между собой и с породой.

На некоторых фабриках («Чуквикамата», «Медет» и др.) основную флотацию проводят в открытом цикле. При сравнительно крупном измельчении руды и оптимальном реагентном режиме все это обеспечивает следующие технологические, экономические и эксплуатационные преимущества:

- повышается производительность мельниц и снижается стоимость измельчения руды;

- уменьшается шламообразование и увеличивается извлечение металлов при снижении расхода реагентов;

- увеличивается содержание твердого в пульпе (до 40—50 %), уменьшается ее объем, сокращаются время и число флотационных машин основной флотации;

- стабилизируется работа флотационных машин по производительности и объему пульпы и создаются благоприятные условия для интенсификации процесса и автоматического его контроля и регулирования;

- получают более зернистые и плотные хвосты, требующие меньших площадей для сгущения (с целью водооборота) и более благоприятные для складирования (наращивание дамб) или использования их для закладки выработанных пространств подземных рудников.

Повышение качества концентратов и извлечению в них металлов при переработке руд с высоким содержанием шламуемых минералов способствует *схема с отдельной флотацией песков и*

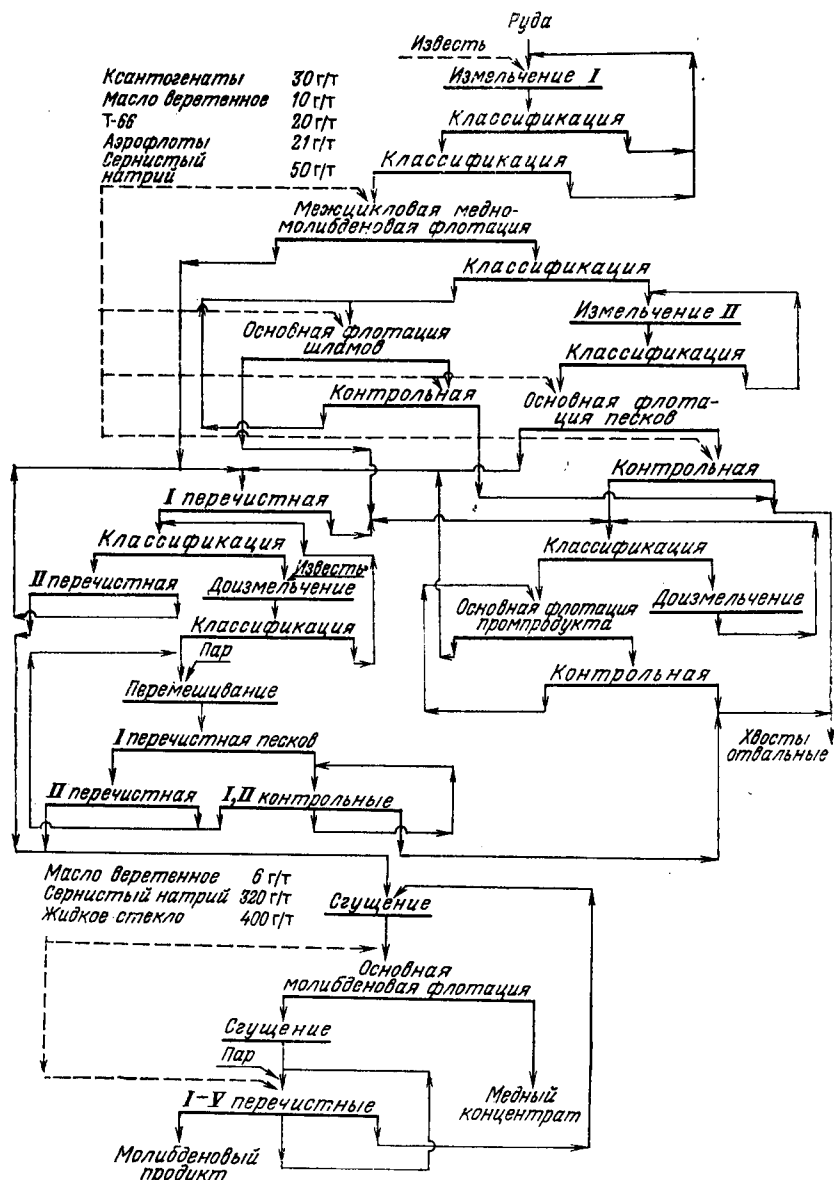


Рис. 7.3. Технологическая схема обогащения руд на Алмалыкской фабрике (реконструкция первой очереди)

шламов [например, на Алмалыкской фабрике (рис. 7.3) и фабрике «Твин Бьютс»] или схема обогащения с грубым измельчением руды и дофлотацией сульфидов из песковой части хвостов флотации после ее доизмельчения («Магна», «Артур», «Эль Сальвадор» и др.) или без доизмельчения (рис. 7.4).

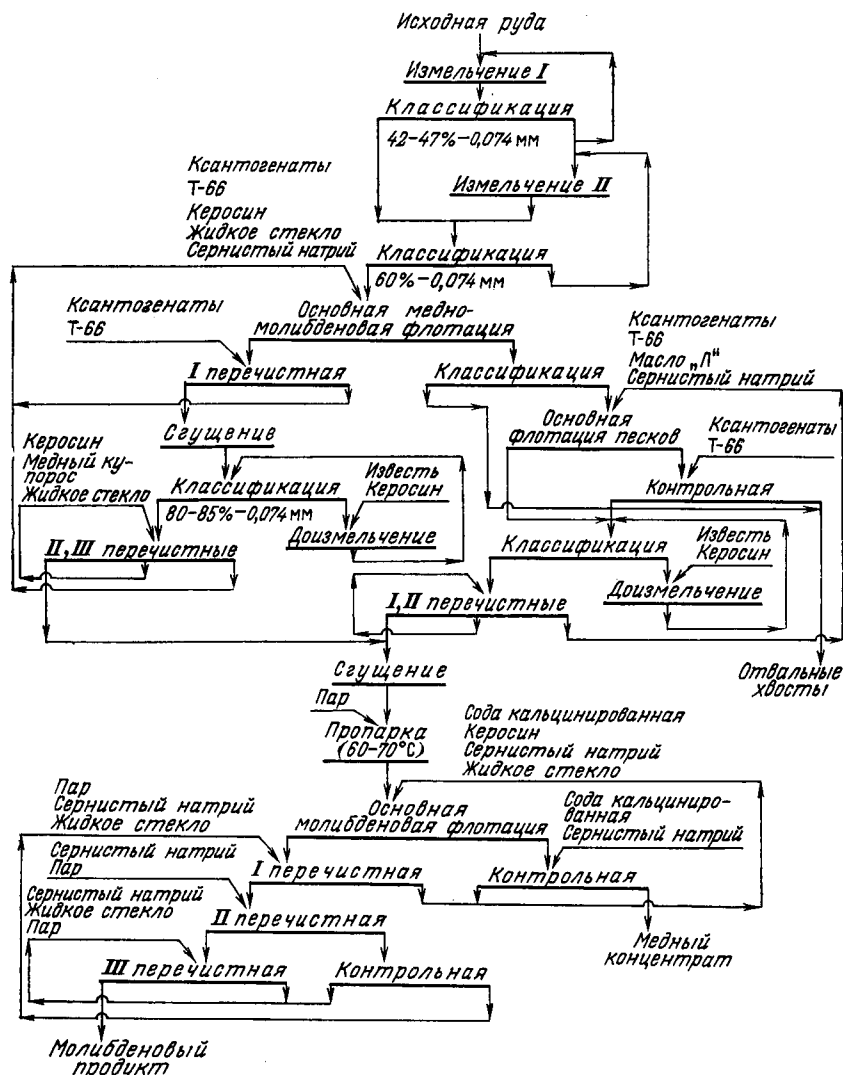
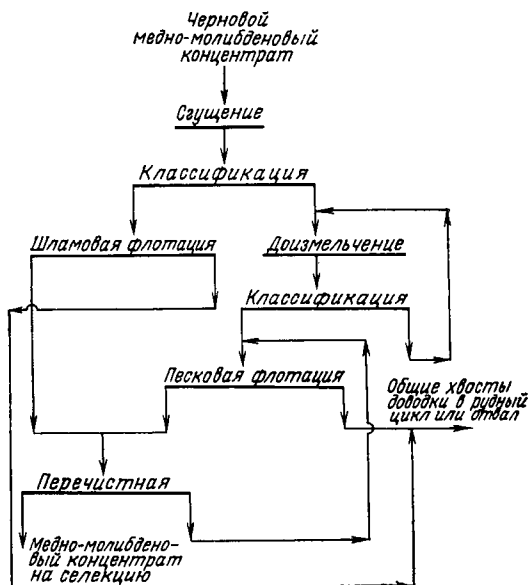


Рис. 7.4. Технологическая схема обогащения руд на Балхашской фабрике

Из чернового коллективного концентрата, после его доизмельчения обычно до 90—95 % — 0,074 мм и двух-трех перекисток получают медно-молибденовый концентрат, направляемый на разделение, а в результате перефлотации хвостов I перекистки доизмельченного коллективного концентрата — пиритсодержащие хвосты.

Поскольку в медно-молибденовых рудах молибденит связан обычно не с пиритом, а с кварцем и основная масса пирита свободна, то появляется возможность при классификации грубого коллективного концентрата в гидроциклонах выделить основную часть

Рис. 7.5. Схема доводки черновых медно-молибденовых концентратов с раздельной флотацией шламов и доизмельченными песками



пирита в виде песков (пиритного продукта) с пониженным содержанием меди и молибдена по сравнению со шламами. Поэтому возможна раздельная перечистка шламовой и доизмельченной песковой частей концентрата с выделением пирита в хвосты при перечистке доизмельченной песковой части. Такая схема (рис. 7.5) позволяет повысить содержание металлов в концентрате и извлечение в него меди.

В качестве собирателя сульфидов меди и молибдена в коллективном цикле применяют ксантогенаты, дитиофосфаты, диксантогениды, минерекки, реагент Z-200 и аполярные масла; в качестве пенообразователей — спиртовые реагенты, пенообразующее действие которых изменяется незначительно в присутствии аполярных собирателей (сосновое масло, метилизобутилкарбинол, Т-80, ОПСБ, дауфрос-250 и их сочетание). За последние годы возросло применение при коллективной медно-молибденовой флотации более селективных собирателей: содового аэрофлота или этилового ксантогената обычно в сочетании с диксантогенидом, минерекком, тиаангидридом ксантогеновых кислот (например, СЦМ-2), тиоэфиром ксантогеновых кислот (например, реагентом S-3302) или диалкилтионокарбаматом (например, реагентом Z-200). Такие сочетания реагентов, относительно слабо флотирующих пирит, позволяют увеличить извлечение молибдена в коллективный концентрат и обеспечивают более эффективное его последующее разделение на медный и молибденовый концентраты.

Так, например, при применении аллилового эфира амилксантогеновой кислоты (реагент S-3302) на фабрике «Сан Мануэль» было повышено извлечение молибдена в коллективный концентрат на 10 %, а на фабрике «Токепала» — на 6 %. Из

тионокарбаматов для флотации медно-молибденовых руд наиболее перспективен (по данным Гинцветмета) собиратель ИТК (О-изопропил-N-метилтионокарбамат).

Повышению извлечения меди и молибдена в коллективный концентрат при флотации способствует применение подавителей пустой породы (жидкого стекла, гексаметафосфата или гидрофосфата натрия и др.). Активация флотации молибденита в перечистных операциях достигается в ряде случаев небольшими добавками медного купороса. Извлечение меди и молибдена в коллективный концентрат за счет селективной флокуляции тонких частиц сульфидов без ухудшения технологических показателей последующей селекции коллективного концентрата может быть повышено применением полиакриламида.

Коллективная флотация всех сульфидов меди, молибдена и железа осуществляется в нейтральной или слабощелочной среде, создаваемой или содой, или небольшими загрузками сернистого натрия (0,1—0,3 кг/т), подаваемого для активации флотации окисленных медных минералов, пептизации шламов и улучшения физических свойств пульпы. Коллективную медно-молибденовую флотацию и доводку коллективных медно-молибденовых концентратов проводят обычно в щелочной среде, создаваемой известью при pH 8,5—11,5. Дальнейшее увеличение pH может вызвать депрессию молибденита.

Важнейшие задачи при получении и доводке медно-молибденовых концентратов — обеспечение эффективной депрессии флотации сульфидов железа и доизвлечение в концентрат всегда присутствующих в сульфидных рудах оксидов и окисленных с поверхности сульфидов меди. Для этого необходима оптимизация расходов извести (депрессора сульфидов железа) и сернистого натрия (сульфидизатора медных минералов) вследствие неоднородности вещественного состава перерабатываемых руд и разной их поглотительной способности по отношению к реагентам. Так, например, в пульпе межцикловой медно-молибденовой флотации Алмалыкской фабрики концентрация ионов кальция колеблется в очень широких пределах (240—700 мг/л) и при высоких ее значениях (около 700 мг/л) приводит к депрессии флотируемых сульфидных минералов меди, молибдена и свободного золота. Кроме того, наблюдаются потери окисленной меди в хвостах флотации как за счет избыточной, так и слишком низкой концентрации сульфидных ионов в пульпе.

Выше показано (см. рис. 6.6, *a*), что оптимальные условия сульфидизации и флотации минералов меди описываются уравнением (6.9). Достоверность его подтверждается результатами исследований, проведенных в лабораторных условиях на смешанных рудах Снегиревского месторождения (рис. 7.6, кривая 2), и в промышленных условиях на Алмалыкской фабрике при переработке руд Кальмакырского и Сары-Чекинского месторождений, характеризующихся отсутствием четких границ между зонами окисленных и сульфидных руд и сложным сочетанием их сортов в рудах, посту-

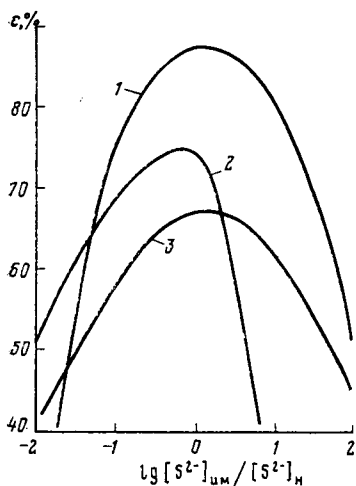


Рис. 7.6. Влияние соотношения имеющейся $[S^{2-}]_{нм}$ и необходимой $[S^{2-}]_н$ концентраций сульфидных ионов в пульпе на извлечение ϵ общей (3) и окисленной (1) меди в коллективный медно-молибденовый концентрат межцикловой флотации Алмалыкской фабрики и общей меди из смешанных руд Снегиревского месторождения (2) на Зыряновской фабрике

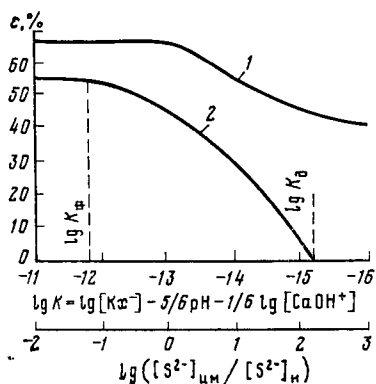


Рис. 7.7. Влияние соотношения концентраций ионных компонентов на извлечение пирита ϵ в межцикловой коллективной медно-молибденовой флотации Алмалыкской медной фабрики

пающих на фабрику (рис. 7.6, кривые 3 и 1). Максимальное извлечение общей (кривые 2 и 3) и окисленной (кривая 1) меди из руд разных месторождений (Снегиревского, Кальмакырского, Сары-Чекинского) достигается, когда имеющаяся $[S^{2-}]$ в пульпе равна необходимой, рассчитанной по уравнению (6.9). Избыток и недостаток $[S^{2-}]$, по сравнению с необходимой, приводит к значительному ухудшению флотируемости минералов меди (рис. 7.6).

Следует учитывать, что необходимая $[S^{2-}]$, обеспечивающая оптимальные условия сульфидизации и флотации медных минералов, и критическая концентрация S^{2-} ионов при флотации пирита практически одинаковы, поскольку зависимости $[S^{2-}] = f([Kx^-], pH)$ в обоих случаях имеют одинаковый вид и численные значения свободного члена в уравнениях отличаются только на 0,05. При равенстве имеющейся и критической (равной оптимальной для минералов меди) концентраций S^{2-} ионов в пульпе межцикловой коллективной медно-молибденовой флотации Алмалыкской фабрики наблюдалась максимальная флотируемость не только минералов меди (см. рис. 7.6), но и пирита (рис. 7.7, кривая 1).

Возможная депрессия пирита при дальнейшем повышении концентрации сульфидных ионов (рис. 7.7, кривая 1) не может быть осуществлена, поскольку она будет сопровождаться одновременной депрессией флотации минералов меди (см. рис. 7.6). Поэтому

на практике для депрессии сульфидов железа используют известь, в присутствии которой их флотация или депрессия определяется соотношением концентраций Kx^- , H^+ и $Ca(OH)^+$ ионов в пульпе, описываемым уравнением (6.4).

Результаты экспериментальной проверки в промышленных условиях Алмалыкской медной фабрики расчетного уравнения (6.4) подтвердили его достоверность и показаны на рис. 7.7 (кривая 2). Значение IgK полной депрессии пирита составляет $-15,2$, а значение IgK , отвечающее условию максимального извлечения пирита в медно-молибденовый концентрат, составляет $-11,8$. Разброс экспериментальных данных между граничными значениями K вполне закономерен и обусловлен некоторым различием физико-химических характеристик, например, степенью окисления поверхности отдельных зерен сульфидов железа в этих условиях.

Результаты проведенных исследований на Алмалыкской медной фабрике показали также, что уравнение (6.4) может быть использовано для регулирования условий флотации или депрессии сульфидов железа известью при переработке медных и медно-молибденовых руд только при поддержании оптимальных для сульфидизации и флотации медных минералов значений $[S^{2-}]$ в пульпе. Превышение их вызывает вытеснение кальцийсодержащих ионов с поверхности сульфидов железа и нарушение их эффективной депрессии известью.

Таким образом, оптимальные условия селективной флотации, описываемые количественными зависимостями [уравнения (6.4) и (6.9)] между необходимыми концентрациями сульфидных, кальцийсодержащих, ксантогенатных и водородных ионов могут быть обеспечены только при осуществлении в промышленных условиях необходимой системы автоматического контроля и регулирования.

Возможная принципиальная блок-схема системы автоматического контроля и регулирования расходов собирателя, сульфидизатора и извести показана на рис. 7.8.

Контроль и регулирование процесса флотации 4 производится с использованием датчиков концентрации сульфидных 6, кальцийсодержащих 5, ксантогенатных 8 ионов и рН пульпы 7.

При работе системы сигнал датчика рН пульпы 7 направляется в функциональный блок 11, где вырабатывается для данного рН

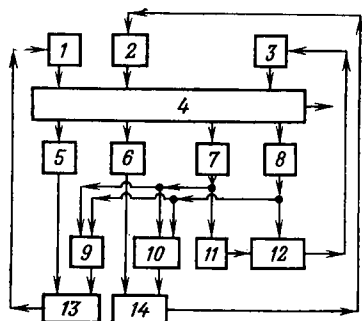


Рис. 7.8. Принципиальная схема систем автоматического контроля и регулирования расхода реагентов

значение $[Kx^-]$, необходимой для полной флотации халькопирита [уравнение (6.1)], поскольку из всех медных минералов халькопирит требует для своей флотации наибольшей концентрации ксантогената в пульпе. Полученное значение $[Kx^-]$ сопоставляется в регуляторе 12 с текущим значением $[Kx^-]$, измеряемым датчиком 8. В зависимости от знака рассогласования регулятор 12 воздействует на дозатор 3 ксантогената таким образом, чтобы оно стало равным нулю.

Регулятор 14 управляет работой дозатора 2 сернистого натрия. В регуляторе 14 сравниваются текущие значения $[S^{2-}]$ в пульпе, поступающей на флотацию (сигнал датчика 6), со значением $[S^{2-}]$, которое формируется функциональным блоком 10 на основании сигналов датчиков 7 и 8 по уравнению (6.9).

Сигналы датчиков $[Kx^-]$ 8 и pH пульпы 7 поступают также в функциональный блок 9, вырабатывающий зависимость $\lg C_{Ca} = f([Kx^-], pH)$. В качестве задания функциональному блоку используется уравнение (6.4) с соответствующим значением $\lg K (-15,2)$, при котором обеспечивается полная депрессия сульфидов железа. Сигналы функционального блока 9 и датчика концентрации кальцийсодержащих ионов 5 алгебраически суммируются в регуляторе 13 и в зависимости от знака рассогласования производится изменение расхода извести дозатором 1 в процессе флотации 4 таким образом, чтобы это рассогласование стало равным нулю.

Рассматриваемая принципиальная схема автоматического контроля и регулирования условий флотации медных минералов и депрессии сульфидов железа — многоконтурная связанная схема. Ее внедрение на медных и медно-молибденовых фабриках, перерабатывающих руды с небольшой степенью окисления меди, позволит повысить технологические показатели их обогащения при снижении расхода реагентов.

Расход реагентов в цикле получения коллективного медно-молибденового концентрата составляет, г/т: ксантогенатов 7—60, $Z=200$ 15—25, метилизобутилкарбинола 15—35, извести 550—1250, соснового масла и дауфроса-250 около 20—25. Благодаря загрузке почти на всех фабриках некоторого количества собирателей и извести в мельницы рудного измельчения, отпадает необходимость кондиционирования пульпы с реагентами перед основной флотацией.

Получаемый коллективный медно-молибденовый концентрат содержит около 10—30 % меди и 0,1—0,9 % молибдена. Перед разделением его обычно сгущают.

§ 7.5. РЕЖИМЫ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Для разделения коллективных медно-молибденовых концентратов используют методы, основанные на депрессии как молибденита, так и сульфидов меди и железа. На большинстве фабрик они

основаны на депрессии сульфидов меди и флотации молибденита.

При селективной флотации медно-молибденового концентрата основную и контрольную флотацию проводят в плотных пульпах с содержанием твердого иногда до 40 %, а перечистные операции молибденового концентрата (число которых может достигать 7—12) — в разбавленных с содержанием твердого до 10—15 %. Получаемый в основной операции разделения молибденитовый концентрат содержит от 3 до 30 % молибдена. Доводка его до кондиционного в перечистных операциях, сопровождающихся доизмельчением с целью раскрытия сростков минералов, производится обычно с использованием тех же реагентов, что и в основной операции.

Выбор режима депрессии зависит от вещественного состава коллективного концентрата, типа собирателя в коллективном цикле и флотоактивности минералов. Чем больше меди в концентрате представлено вторичными сульфидами, выше степень окисленности минералов, больше сильного собирателя на поверхности минералов исходного концентрата, тем труднее получить хорошие технологические показатели. За редким исключением высокую эффективность разделения медно-молибденовых концентратов по любому из способов достигают только после предварительного удаления с поверхности минералов или разрушения большей части собирателя с помощью:

окислительной пропарки сгущенного коллективного концентрата при температуре 85—95 °С в течение 1—4 ч в известковой среде при расходе извести около 1 кг/т концентрата. При этом часто возникает необходимость дополнительной подачи в пропарку кислорода или воздуха. Окисление и разрушение ксантогената сопровождается одновременным окислением и гидрофлизацией поверхности депрессируемых сульфидов меди и железа;

окислителей, таких, как перекись водорода (0,5—1 кг/т) с гипохлоритом (около 2 кг/т) или перманганат натрия (до 10 кг/т концентрата);

низкотемпературного обжига медно-молибденового концентрата.

На большинстве фабрик в настоящее время используют окислительную пропарку, поскольку применение окислителей сильно усложняет процесс, а обжиг является неудобной и дорогостоящей операцией.

При обогащении руд, в которых медь представлена в основном халькопиритом, разделение медно-молибденовых концентратов проводят обычно с применением сульфида, гидросульфида натрия или их смеси. Разделение осуществляется в щелочной среде (рН 10—12) при высоких расходах реагента (0,5—20 кг/т коллективного концентрата), обеспечивающих высокую концентрацию сульфидных ионов в пульпе. Благодаря этому достигается десорбция собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и депрессия их флотации.

Из всех вариантов технологии разделения медно-молибденовых концентратов с сульфидом или гидросульфидом натрия наиболее

совершенной представляется технология так называемой «паровой» флотации, используемой в настоящее время на Балхашской (см. рис. 7.4), Алмалыкской (см. рис. 7.3) и нескольких болгарских фабриках, что позволило исключить операцию предварительной окислительной пропарки коллективного концентрата с извещью перед его разделением.

Технология «паровой» флотации основана на совмещении пропарки и селективной флотации с использованием сернистого натрия. При этом пульпу подогревают до 70—80 °С острым паром в каждой камере флотационной машины. Флотация зерен молибденита осуществляется на пузырьках пара. Тепловая обработка пульпы, уменьшая скорость окисления сульфидных ионов за счет уменьшения растворимости кислорода в жидкой фазе пульпы при ее подогреве, обеспечивает достаточно полную десорбцию ксантогената с поверхности и депрессию сульфидов меди и железа при небольших расходах сернистого натрия. Применение технологии «паровой» флотации, например, на Балхашской фабрике позволило снизить расход сернистого натрия с 22 до 3 кг/т коллективного концентрата при некотором улучшении технологических показателей его разделения. Аналогичный эффект может быть достигнут при использовании, например, азота вместо воздуха или пара при обычной температуре пульпы.

Эффективность разделения медно-молибденовых концентратов в присутствии сульфида, гидросульфида натрия или их смеси зависит от того, насколько концентрация сульфидных ионов в пульпе близка к оптимальной, так как слишком высокая их концентрация вызывает ухудшение флотируемости и молибденита, а недостаточная $[S^{2-}]$ в пульпе не обеспечивает полной депрессии сульфидных минералов меди и железа.

Возможная принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования расхода сернистого натрия при разделении коллективного медно-молибденового концентрата показана на рис. 6.11, в.

Поскольку из всех сульфидов меди и железа наибольшей $[S^{2-}]$ для своей депрессии требует халькозин, использование в качестве задания функциональному блоку 10 системы расчетного уравнения $[S^{2-}] = f(pH, [Kx-])$ для данного минерала [уравнение (6.8)] обеспечит эффективную депрессию всех сульфидов меди и железа. В то же время задаваемая $[S^{2-}]$ не будет вызывать заметного ухудшения флотации молибденита и это обеспечивает возможность эффективного разделения медно-молибденового концентрата при сравнительно небольшом расходе сернистого натрия.

На фабриках, перерабатывающих *халькозиновые руды*, сульфиды меди депрессируют реагентами Ноукс и Анимол Д.

Реагент Ноукс представляет собой продукт взаимодействия P_2S_5 с NaOH и при загрузке его в пульпу образуются ионы S^{2-} и PO_4^{2-} . Механизм депрессирующего действия сульфидных ионов при этом дополняется гидрофилизующим действием фосфатных ионов при закреплении их на поверхности депрессируемых минера-

лов. Средний расход реагента Ноукс составляет около 5 кг/т коллективного концентрата, а pH при разделении 8—10,5.

Удовлетворительная депрессия сульфидов меди и железа реагентом Ноукс достигается на одних фабриках без предварительной пропарки («Мак Гилл», «Эль Тенниенте»), на других — после пропарки сгущенного медно-молибденового концентрата при температуре 85—93°C и последующей репульпации его до содержания твердого 15—20 % («Чайно», «Сипалей»). На фабрике «Сипалей» дополнительно к реагенту Ноукс подают сернистый натрий.

Небезопасность синтеза реагента Ноукс и загрязнение молибденового концентрата фосфором (до 0,015 %) послужило причиной замены его реагентом Анимолом Д (9—10 кг/т коллективного концентрата) на фабриках «Эль Сальвадор» и «Чуквикамата». При этом на последней удалось исключить операцию предварительной пропарки коллективного концентрата.

Реагент Анимол Д представляет собой продукт взаимодействия As_2O_3 Na_2S и загрузка его в пульпу приводит к появлению в ней сульфидных и арсенатных ионов. Механизм депрессирующего действия данного реагента аналогичен действию реагента Ноукс. Поэтому и оптимизация расхода обоих реагентов может быть осуществлена с использованием того же расчетного уравнения $[S^{2-}] = f(pH, [Kx^-])$ и той же схемы системы автоматизации, что и при оптимизации расхода Na_2S ли $NaHS$ [см. уравнение (6.8) и рис. 6.11, в].

Для разделения медно-молибденовых концентратов, основной медный минерал в которых борнит («Лорнекс»), реагент Анимол Д применяют в сочетании с цианидом натрия. Добавки цианида натрия используют также на фабрике «Пинто Велли» для усиления депрессии активированных сульфидных минералов железа и меди с применением сульфида аммония и реагента Ноукс. В таких случаях система оптимизации концентрации сульфидных ионов в пульпе (см. рис. 6.11, в) должна быть дополнена контуром оптимизации концентрации цианидных ионов в пульпе (см. рис. 6.12, в). Заданием функциональному блоку 10 в этом случае является уравнение (6.7) для халькозина при значении $\lg K = +0,85$.

Если для депрессии сульфидов меди и железа при разделении медно-молибденовых концентратов применяют только цианид («Гаспе»), то система автоматизации будет включать только контур оптимизации расхода цианида (см. рис. 6.11, в).

Эффективная депрессия сульфидов меди ферро- и феррицианидами при разделении медно-молибденовых концентратов достигается, если медь в них представлена в основном халькозином («Моренси», «Эсперанца» и др.) или минералы меди в достаточной степени окислены, а pH пульпы не превышает 7,6—7,8. Если же медь в коллективных концентратах представлена главным образом халькопиритом («Токепала» и «Сан Мануэль»), то ферро- и феррицианиды для их разделения подают одновременно с реагентами-окислителями (гипохлорит, перекись водорода и др.), чтобы обеспечить необходимую для эффективного депрессирующего действия фер-

роцианида степень окисления сульфидов меди и железа (см. рис. 7.1).

На фабрике «Токепала» сгущенный до 55—60 % твердого коллективный концентрат перемешивают с аполярным маслом (20—250 г/т) и смесью гипохлорита (450—900 г/т) с ферроцианидом натрия (450—1200 г/т) в течение 10—15 мин для окисления изопропилового ксантогената, поверхности сульфидов меди и железа и частичного окисления ферроцианида в феррицианид. Флотацию молибденита проводят после понижения рН пульпы серной кислотой до 7—8 с добавками смеси (1:2) соснового масла с метилизобутилкарбинолом. Концентрат основной флотации перечищают с добавками в первые три перечистки ферроцианида натрия (по 20—120 г/т) и аполярного масла (20—50 г/т), в следующие три перечистки — цианида натрия (по 180 г/т), цинкового купороса (по 90 г/т) и регуляторов пенообразования (эксфоум 636, доуфокс 9), в седьмую и восьмую перечистки — жидкого стекла (10—50 г/т).

На фабрике «Сан Мануэль» освоен процесс разделения с заменой гипохлорита перекисью водорода. Наименьший расход перекиси водорода на фабрике наблюдается при оптимальном рН 6 и содержании твердого в пульпе около 40 %.

Оптимизация процесса разделения медно-молибденовых концентратов с применением ферро- или феррицианидов и реагентов-окислителей должна включать контроль и регулирование рН и окислительно-восстановительного потенциала пульпы.

Помимо рассмотренных, к настоящему времени разработан так называемый *«сульфитный» метод* разделения медно-молибденовых концентратов, по которому (после десорбции ксантогената с поверхности минералов коллективного концентрата путем пропарки или обработки сернистым натрием с последующей промывкой) флотируют молибденит при депрессии всех остальных сульфидов смесью сульфита натрия с медным купоросом, при расходе каждого из депрессоров около 3 кг/т коллективного концентрата.

Процесс разделения медно-молибденового концентрата, основанный на депрессии молибденита декстрином и активной флотации сульфидных медных минералов, применяют только на фабриках «Артур», «Магна» и «Силвер Белл».

На фабрике «Силвер Белл» коллективный концентрат после сгущения и репульпации до 20 % твердого обрабатывают декстрином (1,6 кг/т концентрата) для депрессии молибденита и в известковой среде при рН 11,5—12 подвергают флотации с получением высококачественного медного концентрата, представленного в основном халькозином.

Хвосты флотации сгущают, фильтруют и обжигают при температуре около 300 °С, чтобы разрушить пленку декстрина на молибдените. После репульпации из продукта обжига флотируют с аполярным маслом и спиртовым пенообразователем молибденит, добавляя для депрессии сульфидов меди и железа известь в основную флотацию и цианид (680 г/т концентрата) и в перечистки молибденового концентрата.

Вследствие высоких требований, предъявляемых к качеству молибденового концентрата, на некоторых фабриках молибденовый концентрат подвергают *дополнительной доводке* — выщелачиванию цианидом натрия («Чуквикамата», «Эль Сальвадор», «Колон», «Артур» и «Магна») или горячим раствором хлоридов кальция и железа («Сиеррита», «Бренда»). Так, на фабрике «Эль Сальвадор» медь выщелачивают цианидом натрия в течение нескольких часов в четырех чанах при непрерывном перемешивании и температуре 85 °С, создаваемой подогретым паром. Содержание меди при этом в молибденовом концентрате понижается до 0,2 %. На фабрике «Бренда» выщелачивание горячими растворами хлоридов кальция и железа позволило снизить содержание меди в молибденовом концентрате с 0,3 до 0,1 %, железа — с 0,5 до 0,05 %, кремнезема до 1 % и менее.

§ 7.6. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МОЛИБДЕНА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ РУД

Трудности переработки окисленных и смешанных молибденовых руд объясняются:

низким содержанием молибдена;

легкой шламуемостью окисленных молибденовых минералов при измельчении вследствие их рыхлой, аморфной структуры;

близостью флотационных свойств минералов окисленного молибдена и пород: повеллита с кальциевыми минералами (апатитом, кальцитом, флюоритом), а ферримолибдита — с оксидами и гидроксидами железа, всегда присутствующими в рудах;

неоднородностью состава молибденовых минералов в зоне окисления, имеющих различные физико-химические свойства, что осложняет выбор оптимального технологического режима.

В настоящее время в промышленных условиях окисленный молибден извлекают из окисленных и сульфидно-окисленных руд, представленных только повеллитом. Технология обогащения ферримолибденовых руд до сих пор еще не разработана, хотя в связи со значительными их запасами ведутся разработки как флотационных, так и гидрометаллургических и комбинированных схем извлечения молибдена из таких руд.

Флотация повеллита из *молибденито-повеллитовых руд* впервые была осуществлена на Балхашской молибденовой фабрике из хвостов сульфидной флотации, содержащих 0,01—0,02 % молибдена, из которых около 60 % приходится на долю повеллита, а остальная часть — на повеллитизированный молибденит.

Разработанный для цикла «окисленной» флотации режим предусматривает применение в качестве собирателя водорастворимого олеата натрия (120 г/т) в сочетании с алкилсульфатом натрия (10 г/т) и керосином (около 200 г/т) и добавками соды (300 г/т). Получаемый окисленный молибденовый полупродукт

в виде пенного продукта IV перемешки подвергают пропарке с сернистым натрием при концентрации его в пульпе 2,8—3,2 % и температуре 80—90 °С в течение 1 ч, а затем направляют на перемешку в цикл доводки сульфидного молибденового концентрата. В результате получают готовый сульфидно-окисленный концентрат с содержанием 47—49 % молибдена.

Разрабатываемые флотационные схемы обогащения *ферримолибдитовых руд* предусматривают как непосредственную флотацию ферримолибдита жирными кислотами в щелочной среде, так и предварительное выщелачивание его кислотой или щелочью с последующей флотацией осажденных молибдатов щелочноземельных металлов.

Тесная связь ферримолибдита с лимонитом и железными охрами, тонкая вкрапленность и хрупкость минерала — причины низких показателей при флотационном обогащении ферримолибдитовых руд. Получить кондиционные концентраты флотационным способом не удастся. При флотации ферримолибдитовых руд в щелочной среде в пенный продукт извлекают оксиды железа с осажденным на них молибденом, а не сам ферримолибдит. При этом до 10 % молибдена переходит в раствор в основном за счет растворения ферримолибдита, не покрытого пленкой оксидов железа и других компонентов. Лабораторными исследованиями показана принципиальная возможность осаждения растворенного молибдена солями щелочноземельных металлов и последующей флотации полученных молибдатов при реагентном режиме, применяемом при повеллитовой флотации.

Отсутствие в настоящее время экономически эффективной флотационной технологии обогащения ферримолибдитовых руд предопределило разработку *гидрометаллургических способов* извлечения окисленного молибдена.

В СССР извлекают молибден из отвальных окисленных руд Сорского месторождения методом кучного выщелачивания растворами серной кислоты с последующей сорбцией растворенного молибдена ионообменными смолами. При применении раствора серной кислоты с начальной концентрацией 43,7 % через 7 сут выщелачивания извлечение молибдена составило 91,7 %. Разработана также и в полупромышленном масштабе проверена бесфильтрационно-сорбционная технология переработки ферримолибдитовых руд, которая обеспечивает непосредственное извлечение молибдена из пульп высокой плотности после выщелачивания в реакторах в течение 4 ч при температуре 85 °С и остаточном содержании серной кислоты 20—25 г/л.

На молибденовой фабрике «Клаймакс» установка для извлечения окисленного молибдена была введена в действие в 1966 г. Питанием установки служат хвосты флотации сульфидно-окисленных руд верхних горизонтов месторождения, имеющие крупность около 30 % — 0,04 мм и содержащие 0,12—0,14 % молибдена. Поскольку окисленный молибден в них находится в основном в тонких классах, исходный материал подвергают двукратной протирке

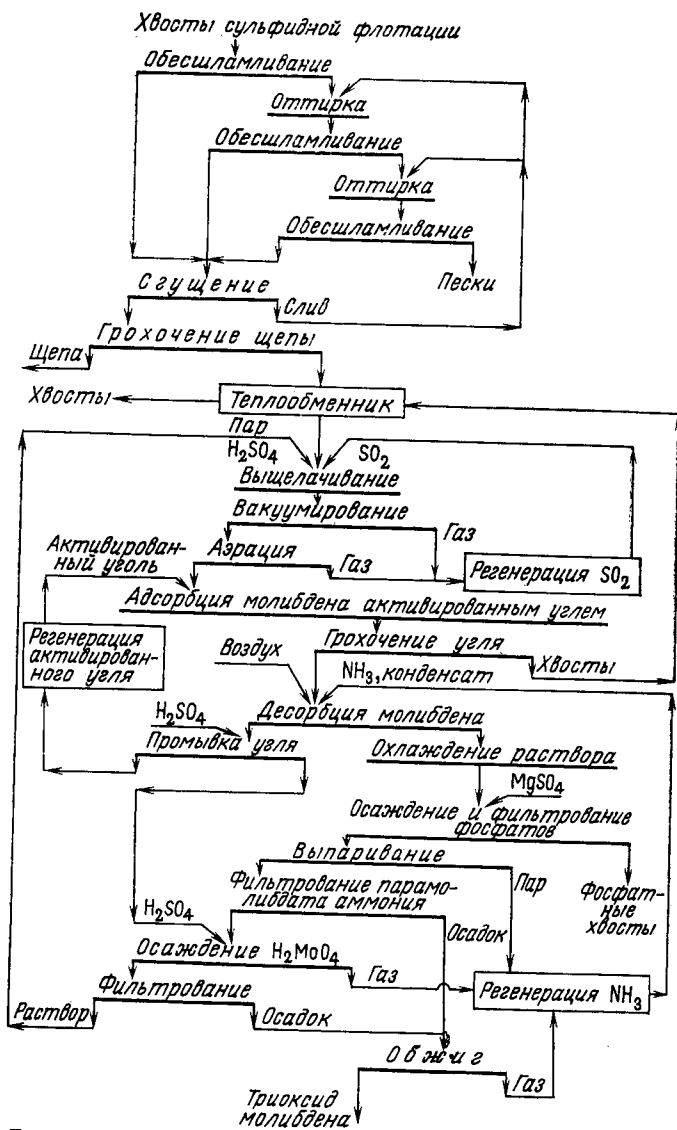


Рис. 7.9. Технологическая схема извлечения окисленного молибдена из хвостов сульфидной флотации на фабрике «Клаймакс»

(в машинах Вемко) и трехстадийному обесшламливанию (рис. 7.9).

Выделенные шламы (95 % — 0,04 мм) после сгущения до 50 % твердого подвергают чановому выщелачиванию в течение 12 ч серной кислотой и сернистым газом (10—12 г/л) при pH 1,2 и температуре 60 °С. Непрореагировавший сернистый газ удаляют из пульпы вакуумированием, а остатки его окисляют и выдувают

в процессе аэрации. Извлечение молибдена в раствор в этих условиях достигает 95 %. Последующая обработка пульпы активированным углем (40 кг/м^3 пульпы) обеспечивает адсорбцию на его поверхности до 96 % перешедшего в раствор молибдена. Уголь отделяют от пульпы на вибрационном грохоте и направляют в реакционные колонки для растворения адсорбированного на его поверхности молибдена воздушно-аммиачной смесью (при расходе аммиака $0,9 \text{ кг/кг}$ молибдена) и конденсатом, а затем, после промывки кислотой для удаления остатков аммония и регенерации, возвращают снова в процесс.

Для поддержания активности угля часть его от каждого цикла восстанавливают в многоподовых печах при температуре 800°C в течение 30 мин. Получаемый в реакционных колонках раствор, содержащий около 70 г/л молибдена (в виде молибдата аммония), после осаждения фосфатов сульфатом магния (в виде фосфорнокислых солей) и фильтрования осадка поступает в испарители-кристаллизаторы. Образующиеся в процессе выпаривания парамолибдат аммония и в результате осаждения в кислой среде — молибденовую кислоту прокаливают в обжиговой печи при температуре 570°C с получением товарного триоксида молибдена.

По данной технологии экономически рентабельна переработка руд и материалов, содержащих более $0,135\%$ молибдена.

На фабрике «Чуквикмата» перерабатывают окисленную медно-молибденовую руду с содержанием $0,05\%$ молибдена, представленного брошантитом. Извлечение окисленного молибдена и меди осуществляют кучным выщелачиванием слабым раствором серной кислоты. Из получаемых растворов молибден осаждают в виде молибдата кальция и отделяют фильтрованием или центрифугированием, после чего медьсодержащий раствор поступает на электролиз. Отработанный электролит возвращают вновь на выщелачивание.

§ 7.7. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

Из медно-молибденовых руд с преобладанием халькопирита и при содержании меди в руде $0,2\text{—}0,68\%$ получают медные концентраты, содержащие $21\text{—}29\%$ меди при извлечении $75\text{—}90\%$, а из руд с преобладанием халькозина и содержанием меди $0,43\text{—}1,6\%$ — медные концентраты, содержащие $29\text{—}50\%$ меди при извлечении $83\text{—}92\%$. Из сравнительно богатых медно-молибденовых руд с содержанием молибдена $0,01\text{—}0,09\%$ получают молибденовые концентраты с содержанием молибдена $40\text{—}57\%$ при извлечении $27\text{—}78,5\%$. Извлечение молибдена из молибденовых руд в концентрат, содержащий $90\% \text{ MoS}_2$, на зарубежных фабриках составляет $85\text{—}90\%$.

Пример комплексного использования сложной молибденовой руды с получением пяти концентратов (молибденового, пиритного, монацитового, вольфрамитового и оловянного) — фабрика «Клаймакс». По используемой технологической схеме (рис. 7.10)

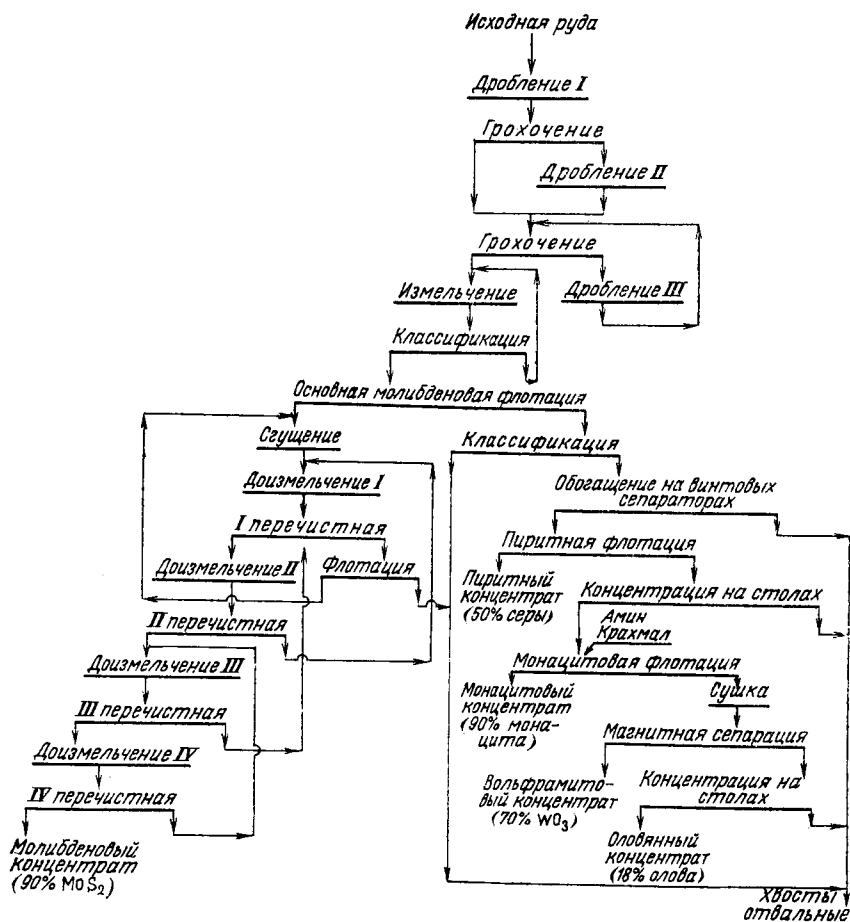


Рис. 7.10. Принципиальная технологическая схема обогатительной фабрики «Клаймакс»

из хвостов молибденовой флотации после их сгущения и обесшламливания на винтовых сепараторах выделяют тяжелую фракцию, обогащенную пиритом, вольфрамитом и касситеритом. Пиритный концентрат получают в результате флотации в кислой среде (pH 4—5) с применением бутилового ксантогената. Из камерного продукта пиритной флотации на концентрационных столах выделяют оловянно-монацитово-вольфрамовый концентрат. Полученный концентрат подвергают флотации с катионным собирателем в сильно-кислой среде (pH 1), создаваемой серной кислотой, с извлечением в пенный продукт монацита. Камерный продукт подвергают магнитной сепарации, выделяя в магнитную фракцию вольфрамовый концентрат, а немагнитную фракцию перекищают на концентрационных столах с получением оловянного концентрата.

Возможность использования безотходной технологии при обогащении медно-молибденовых руд показана в ряде работ. Например, из руд Сорского месторождения помимо медного и молибденового концентратов можно получать пиритный концентрат с содержанием 42 % серы и выходом 1,35 %; магнетитовый концентрат с содержанием железа 63 % и выходом 0,4 %; полевошпатовый концентрат марки Ш-2М с калиевым модулем 3,6—4 для электроизоляционной, абразивной, электродной промышленности с выходом 13—16 %; полевошпатовый концентрат марки ПСХ-3 для стекольной промышленности с выходом 20 %; кварцевый продукт для строительной промышленности с выходом 12—13 %. Флотационные хвосты Каджаранской и других фабрик могут быть переработаны на строительные материалы и глинозем.

Одна из принципиально возможных схем безотходной переработки медно-молибденовых руд показана на рис. 7.11.

По такой схеме из руды, содержащей 0,083 % молибдена; 0,06 % меди; 0,015 % висмута; 0,079 % триоксида вольфрама; около 1,5 % пирита; 0,1 % магнетита; 36 % кварца; 32,5 % полевого шпата; 17,5 биотита; 9,5 % мусковит-серицита и 0,6 % флюорита были получены молибденовый концентрат I сорта при извлечении 84—85 % сульфидного молибдена; медный концентрат, содержащий 12 % меди при извлечении 50 %; висмутовый продукт, содержащий 70 % висмута при извлечении 57 %; вольфрамитовый продукт, содержащий 19,7 % триоксида вольфрама при извлечении 46 %; пиритный концентрат, содержащий 40—41 % серы с выходом 1 %; магнетитовый концентрат, содержащий 64,7 % железа с выходом 0,06 %; слюдяной концентрат с выходом около 10 %; флюоритовый продукт; полевошпатовый концентрат ПСХ-3 для стекольной промышленности и кварцевый продукт для строительной техники.

Пиритные концентраты при флотации медно-молибденовых руд на фабриках обычно получают из хвостов перемешки коллективного медно-молибденового концентрата. Если полученные пиритные концентраты имеют заметные содержания свободных минералов кобальта (линнеита, кобальтина, смальтина и др.), то их можно сфлотировать, депрессируя сульфиды железа сернистым натрием при перефлотации пиритных концентратов. Контроль и регулирование процесса могут осуществляться при этом по принципиальной схеме, показанной на рис. 6.11, в.

В молибденосодержащих рудах в качестве сопутствующих компонентов часто присутствуют висмут и рений. Если рений обычно находится в виде изоморфной примеси в молибдените, то висмут представлен его сульфидными формами (например, висмутином Bi_2S_3) и самородным висмутом, легко флотируемым сульфидными и аполярными собирателями, и переходящими в коллективный медно-молибденовый концентрат. Поскольку сернистый натрий или сульфитные соединения (сульфит натрия или кальция) в сочетании с медным купоросом, применяемые при разделении медно-молибденовых концентратов, депрессируют висмутсодержащие минералы, они переходят в камерный продукт селекции, пред-

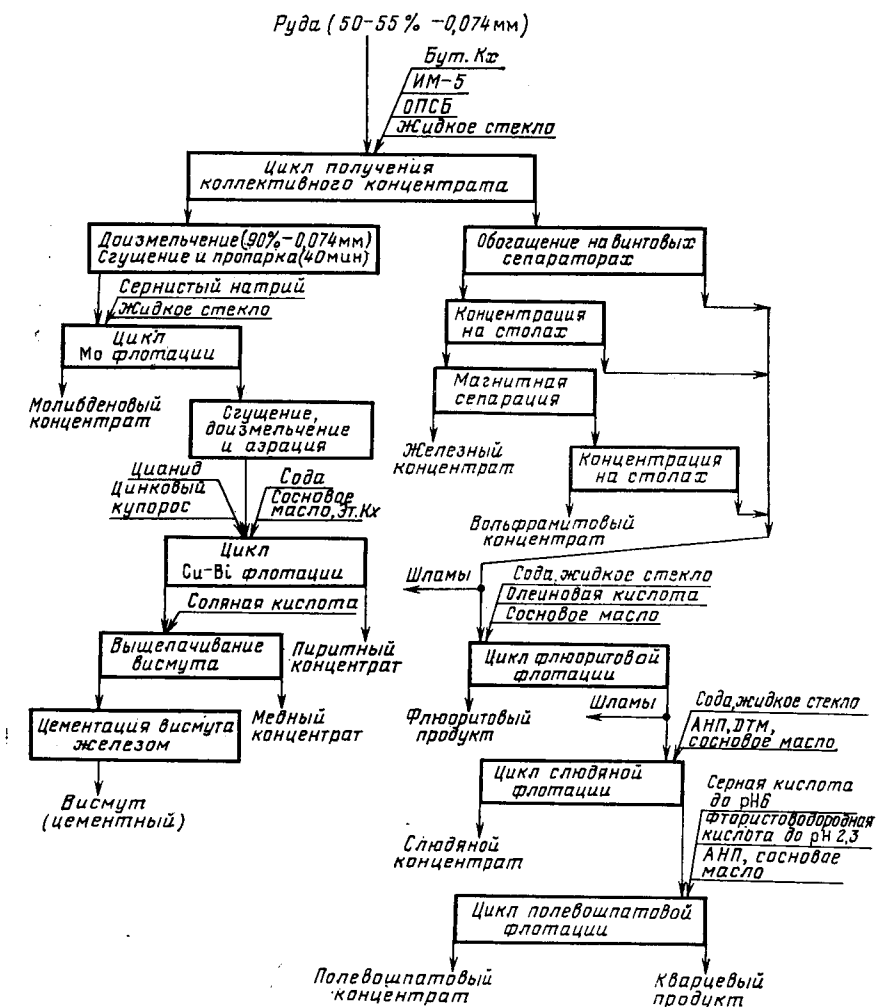
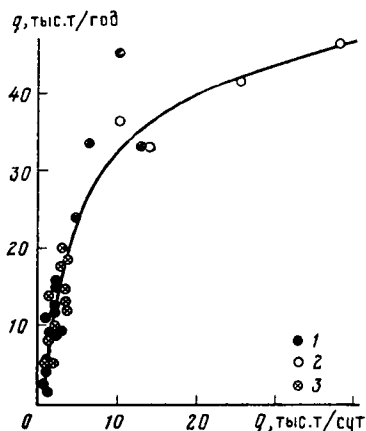


Рис. 7.11. Принципиальная технологическая схема безотходной переработки медно-молибденовых руд

ставленный обычно сульфидами меди и железа. Отдельный висмутовый продукт из него получают по технологическим режимам селективной флотации с катионными собирателями.

Для улавливания и выделения «свободного» золота в различных точках технологической схемы используют гравитационные методы. Они позволяют снизить потери золота, обусловленные, с одной стороны, переизмельчением в замкнутых циклах тонкого измельчения руды и доизмельчения продуктов обогащения, а с другой стороны, неблагоприятными для золота условиями флотации при высокой концентрации извести (до 800 мг/л) и сернистого

Рис. 7.12. Зависимость между производительностью труда одного рабочего q и производительностью фабрики Q на медных (1), медно-молибденовых (2) и медно-цинковых (3) фабриках



натрия в пульпе при доводке коллективных медно-молибденовых концентратов и их разделении.

Гравитационная схема выделения золота с использованием сочетания короткоконусного гидроциклона и центробежного сепаратора обеспечивает более высокую степень концентрации и извлечения «свободного» золота из тонкоизмельченных продуктов, чем схемы с применением щелевых концентраторов и отсадочных машин. Из тонкоизмельченных материалов медно-молибденовых фабрик получают богатые золотосодержащие концентраты с содержанием общего золота до 1000—1500 г/т. Опыт работы американских фабрик «Артур» и «Магна» показывает, что гравитационное извлечение золота может быть осуществлено также на шлюзовых поверхностях в линии самотечного транспорта хвостов в хвостохранилище.

Медные и медно-молибденовые обогатительные фабрики характеризуются высокой производительностью труда на одного рабочего в год (рис. 7.12).

ГЛАВА 8. МЕДНО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ

§ 8.1. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД

Медно-цинковые руды зон первичного и вторичного обогащения представляют собой сложный комплекс сульфидов меди, цинка, железа и минералов вмещающих пород. Сульфиды меди в них представлены обычно халькопиритом, халькозином, ковеллином, борнитом, теннантитом и тетраэдритом; сульфиды железа — пиритом, марказитом и пирротинном; сульфиды цинка — различными разновидностями сфалерита например, клейофаном (без примесей), марматитом (с примесью железа), вюртцитом (с примесью марганца), пшибрамитом (богатым кадмием). Минералами по-

роды в рудах — кварц, кальцит, хлорит, серицит, тальк, гранат, флюорит, апатит и др.

За рубежом распространены первичные медно-цинковые руды, основным минералом меди в которых является халькопирит. В СССР большинство медно-цинковых руд затронуто процессами метаморфизма и вторичного обогащения, в результате которых медь в них представлена значительными количествами вторичных сульфидов меди.

В зависимости от стадии метаморфизма различают *три технологических типа медно-цинковых руд*:

I — характеризуется скрытокристаллическим строением (руды Блявинского, Комсомольского, Николаевского и других месторождений). Селективная флотация руд этого типа весьма затруднена или практически невозможна. Для их переработки рекомендуют схемы с получением коллективных медно-цинковых концентратов с последующей переработкой их одним из известных способов пиро- или гидрометаллургии (автоклавной гидроселекцией, методом КИВЦЭТ, плавкой в жидкой ванне и т. д.);

II — характеризуется явнокристаллическим строением и высокой окисляемостью (руды Гайского, Сибайского, Учалинского и других месторождений). Для переработки руд этой группы месторождений применяют развитые схемы прямой селективной или коллективно-селективной флотации;

III — характеризуется плотным строением и типичной сильно развитой трещиноватостью в результате динамометаморфизма (руды Дегтярского, Кировоградского и Карабашских месторождений). Для обогащения руд этой группы применяют коллективно-селективную флотацию с использованием трех возможных вариантов проведения коллективного цикла флотации: в слабокислой, слабощелочной и сильнощелочной средах.

Ценные компоненты представляющие промышленный интерес в медно-цинковых рудах, — медь, цинк, сера, железо, благородные (золото, серебро) и редкие (кадмий, германий, индий и др.) металлы, рассеянные элементы и иногда несulfидные минералы-спутники.

Основные задачи при обогащении медно-цинковых руд связаны с получением высококачественных медных, цинковых и пиритных концентратов с высоким извлечением в них соответственно меди, цинка и пиритной серы. По ОСТ 48-31—81 цинковые концентраты должны содержать 40—56 % цинка, не более 5—18 % железа и 1—3,5 % меди. Благородные, редкие металлы и рассеянные элементы распределяются обычно в медном, цинковом и пиритном концентратах пропорционально их выходам в соответствии с характером минерализации, взаимосвязью и формами нахождения элементов в отдельных типах руд. Минералы-спутники выделяют в отдельные концентраты.

Медно-цинковые руды относят к наиболее сложным объектам обогащения. При этом сплошные (массивные) руды, содержащие более 70 % сульфидов, более труднообогатимые по сравнению

с вкрапленными рудами, содержание сульфидов в которых менее 50 %.

Трудности обогащения медно-цинковых руд обусловлены:

сложным и довольно тесным взаимопроращением части сульфидов, для раскрытия которых требуется очень тонкое измельчение. Например, для вкрапленных сульфидных руд Урала необходимая крупность измельчения составляет 90—96 % —0,074 мм, а для сплошных колчеданных руд — 90—94 % —0,043 мм. При существующей технике измельчения половина потерь меди и цинка в хвостах и разноименных концентратах приходится на сростки, тогда как другая половина потерь сульфидов этих металлов обусловлена их переизмельчением. Недостаточная степень раскрытия сростков сульфидных минералов при переизмельчении части их на некоторых фабриках обусловлена также многосортностью и переменным составом смеси перерабатываемых руд, отличающихся своими физическими свойствами и измельчаемостью;

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

неодинаковой флотируемостью различных сульфидов меди и цинка. Причина неодинаковой флотируемости разных сульфидов меди — различия в природе их поверхности, способности к окислению и необходимой концентрации собирателя при флотации. Причины неодинаковой флотируемости разновидностей сфалерита — различное содержание в них изоморфной примеси железа (от 0 до 20 %), кадмия (до 2,5 %), индия или галлия и различная степень «природной» активации сульфидов цинка в различных участках одного и того же месторождения. Особенно сильная активация наблюдается в присутствии вторичных сульфидов и окисленных минералов меди, что является основной причиной особых трудностей флотационного разделения сульфидов меди и цинка при переработке руд зоны вторичного обогащения. Легкая окисляемость вторичных сульфидов меди при этом и наличие растворимых минералов меди в некоторых типах руд приводят к активации не только сульфидов цинка, но и сульфидов железа, что еще более осложняет селективную флотацию сульфидных минералов;

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

Особенности вещественного состава медно-цинковых руд — причина недостаточно высоких показателей их обогащения.

§ 8.2. ДЕЙСТВИЕ ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ

В качестве реагентов при селективной флотации медно-цинковых руд в зависимости от конкретных особенностей их вещественного состава используют различные сульфгидрильные собиратели и сочетания цианида, сернистого натрия, сульфоксидных соединений, ферроцианида, цинкового или железного купороса, соды или извести, серной кислоты и некоторых других неорганических и органических соединений. Важнейшая задача при этом — регулировка флотационных свойств сфалерита, которая в промышленных условиях достигается регулированием процессов его активации солями тяжелых металлов или дезактивации под действием реагентов-модификаторов.

Светлые (клеюфаны), железистые (марматиты) разновидности сфалерита без предварительной активации их поверхности солями тяжелых металлов (меди, свинца и др.) флотируются с ксантогенатами плохо.

Основная причина плохой флотируемости неактивированных сульфидов цинка, несмотря на значительную сорбцию ксантогената на их поверхности — отсутствие диксантогенида в сорбционном слое собирателя. Предварительная активация (например, солями меди), приводящая не только к хемосорбции ксантогената, но и к образованию диксантогенида на поверхности, обеспечивает эффективную флотацию рассматриваемых минералов при общей плотности сорбции собирателя, составляющей доли условного монослоя. В связи с этим становится понятной способность высших ксантогенатов, легко окисляющихся на поверхности до диксантогенида, флотировать сульфиды цинка без предварительной их активации, а также повышение флотируемости сульфидов цинка при небольших добавках углеводов или аполярных масел.

Результаты флотационных исследований показывают (рис. 8.1), что необходимая концентрация ксантогенатных ионов ($[Kx^-]$) при флотации активированного сфалерита зависит от изоморфной примеси железа в кристаллической решетке данного минерала. Она

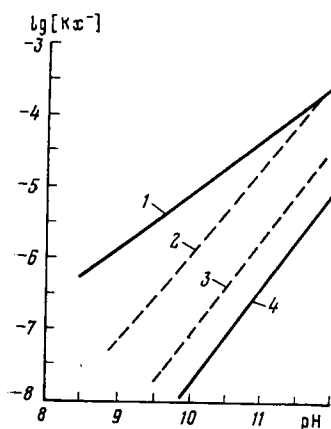


Рис. 8.1. Влияние pH на необходимую концентрацию бутилового ксантогената при флотации пирита (1), марматита (2), клеюфана (3) и ковеллина (4)

меньше для клейофана (кривая 3) и значительно больше для марматита (кривая 2). В то же время для обеих разновидностей сфалерита наблюдается одинаковая закономерность изменения необходимой $[Kx^-]$ с изменением рН пульпы при флотации. По своему наклону полученные зависимости $[Kx^-] = f(pH)$ для обеих разновидностей сфалерита (кривые 2 и 3) совпадают с таковой для ковеллина (кривая 4). Это свидетельствует о близости состава сульфидной поверхности активированного сфалерита и ковеллина. Разница в значениях необходимой $[Kx^-]$ при флотации ковеллина, клейофана и марматита (см. рис. 8.1) обусловлена влиянием подкладки сульфида цинка и содержащейся в нем изоморфной примеси железа на термодинамические характеристики активирующего «слоя» сульфида меди, взаимодействующего с собирателем. Однако при всех рН необходимая $[Kx^-]$ при флотации даже весьма богатого железом марматита (см. рис. 8.1, кривая 2) меньше $[Kx^-]$, необходимой для полной флотации пирита (кривая 1), хотя и близка к ней, особенно при высокой рН пульпы. Худшая флотируемость железистых разновидностей сфалерита по сравнению с клейофаном отмечается в работах О. С. Богданова, И. Н. Плаксына и других исследователей, хотя они в ряде случаев и обладают большей поглотительной способностью по отношению к сульфгидрильным собирателям, чем светлые разновидности сфалерита.

На зарубежных фабриках, чтобы полнее учесть особенности вещественного состава руд и разделяемых минералов, используют широкий ассортимент сульфгидрильных собирателей (ксантогенатов и дитиофосфатов, но при минимальном их расходе, чтобы облегчить проведение селективной флотации руд. Основной собиратель при флотации отечественных медно-цинково-пиритных руд — бутиловый и иногда изопропиловый ксантогенаты.

В качестве пенообразователей на зарубежных фабриках применяют в основном метилизобутилкарбинол (примерно 75 г/т), сосновое масло (примерно 25 г/т) и реже доуфрос, ТЭБ; в СССР используют главным образом Т-66, ИМ-68 и тяжелые масла.

Для активации флотации сульфидов цинка наиболее широко применяют медный купорос. Условие активации, представляющей собой замещение катионов цинка на поверхности сфалерита ионами меди, описывается уравнением

$$\lg [Cu^{2+}] = +0,7 - 2 pH. \quad (8.1)$$

В обычных условиях (при концентрации в пульпе растворенной углекислоты воздуха 10^{-5} моль/л и сульфоксидных ионов — около 10^{-3} моль/л) выпадающие при загрузке медного купороса медьсодержащие осадки и продукты окисления сульфидов меди до рН 9 представлены гидратокарбонатом меди, а при рН 9—12 — гидроксидом двухвалентной меди. Результаты проведенных расчетов соотношения имеющейся и необходимой для активации сфалерита концентрации ионов меди в этих условиях при различных рН показывают (рис. 8.2), кривая 1, что загрузка медного купороса, содержание окисленных минералов или продуктов окисления суль-

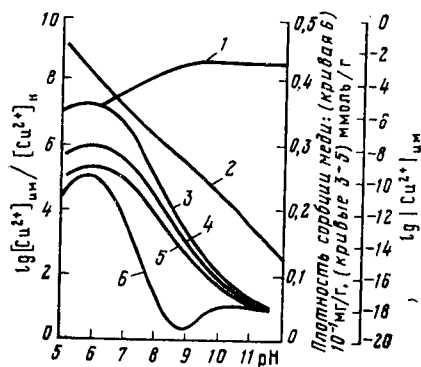


Рис. 8.2. Влияние pH на соотношение имеющейся в растворе $[Cu^{2+}]_{ам}$ и необходимой для активации $[Cu^{2+}]_н$ концентраций ионов меди (1), концентрацию имеющихся в растворе ионов меди (2), находящихся в равновесии с гидратокарбонатом ($pH < 9$) и гидроксидом ($pH > 9$) меди, и плотность их сорбции на поверхности сфалеритов с содержанием железа 16,37 % (3); 10,9 % (4); 4,01 % (5) (по данным А. М. Околович, Л. И. Фигурковой) и на поверхности клейофана (6)

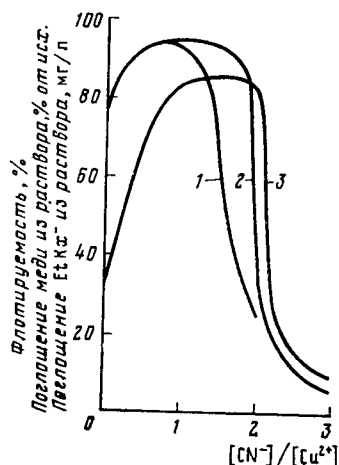


Рис. 8.3. Влияние соотношения концентраций ионов цианида и поверхностью сфалерита ионов меди на поглощение из раствора меди (1) (по данным А. М. Околович и Л. И. Фигурковой), этилового ксантогената (3) (по данным И. Тошняки) и флотуируемости минерала (2) по данным С. И. Митрофанова

фидов меди должны вызывать сильную активацию флотации сфалерита, что и наблюдается на практике.

Результаты термодинамической оценки вероятности активации ZnS ионами меди (рис. 8.2, кривая 1) и экспериментальных определений плотности ее сорбции (рис. 8.2, кривые 3—6), по данным А. М. Околович, Л. И. Фигурковой и С. И. Митрофанова, показывают, что превышение имеющейся концентрации ионов меди над необходимой еще не определяет закономерностей сорбции меди на сфалерите. Сорбция ионов меди на этом минерале подчиняется уравнению Лангмюра, и поэтому скорость сорбции или за определенный промежуток времени — плотность сорбции меди (кривые 3—6) — вполне закономерно уменьшается в связи с резким понижением концентрации ионов меди в растворе (кривая 2) при увеличении pH. Изоморфная примесь железа в сфалерите может изменить плотность сорбции (кривые 3—6), но не оказывает влияния на закономерности сорбции ионов меди на его поверхности. Несмотря на снижение концентрации ионов меди в растворе при всех pH, имеющаяся их концентрация (кривая 1) превышает необходимую для активации сфалеритов в несколько раз и активация цинковой обманки проходит вполне успешно. Это подчеркивается и практикой флотации сульфидов цинка. Однако вследствие уменьшения $[Cu^{2+}]$ в пульпе при увеличении pH, необходимое

время активации в промышленных условиях также увеличивается и на некоторых фабриках достигает 20—40 мин.

Установлена возможность активации сульфидов цинка медью медно-цианистых соединений. Граничное условие активации сульфидов цинка в присутствии комплексных ионов $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ и ионов CN^- описывается уравнением

$$\lg [\text{Cu}(\text{CN})_2^-]/[\text{CN}^-]^2 = +16,2 - (3/4) \text{pH}. \quad (8.2)$$

Даже незначительное превышение этого соотношения предотвращает дальнейшую активацию или вызывает дезактивацию уже активированной поверхности сульфидов цинка и депрессию их флотации (рис. 8.3). Уравнение (8.2) может быть принято в качестве задания функциональному блоку системы автоматического регулирования условий, предотвращающих активацию сульфидов цинка в соответствующих циклах селективной флотации. Создание условий, описываемых уравнением (8.2), не будет вызывать (при обычных pH) депрессии сульфидов свинца и имеющих сульфидов меди.

На практике цианид подают обычно вместе с цинковым купоросом в весовом отношении от 1:10 до 1:2 (режим Шеридана — Гризвольда). При этом часть загружаемых реагентов будет находиться в пульпе в виде осадков цианида и гидроксида цинка. Условие их одновременного существования определяется уравнением

$$\lg [\text{CN}^-]_{\text{им}} = -13,3 + \text{pH}. \quad (8.3)$$

Сопоставление имеющейся концентрации цианидных ионов $[\text{CN}^-]_{\text{им}}$, обусловленной присутствием в пульпе цианида цинка [уравнение (8.3)] и критической их концентрации $[\text{CN}^-]_{\text{крит}}$ в граничных условиях активации сфалерита солями меди [уравнение (8.2)],

$$\lg [\text{CN}^-]_{\text{им}}/[\text{CN}^-]_{\text{крит}} = -5,2 - (1/2) \lg [\text{Cu}(\text{CN})_2^-] + (5/8) \text{pH} \quad (8.4)$$

показывает, что при pH более 5,9 и $[\text{Cu}(\text{CN})_2^-] = 10^{-3}$ моль/л активация сфалерита невозможна. В свою очередь, подставляя значение $[\text{CN}^-]$ из уравнения (8.3) в уравнение (8.2), получаем уравнение

$$\lg [\text{Cu}(\text{CN})_2^-]_{\text{н}} = -10,4 + (5/4) \text{pH}, \quad (8.5)$$

из которого следует, что в присутствии цианида цинка необходимая для активации сфалерита концентрация растворенной меди в пульпе в виде $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ ионов в обычных условиях флотации вряд ли достижима.

Если для предотвращения активации сфалерита ионами меди используется сульфид или гидросульфид натрия или аммония, то необходимую концентрацию сульфидных ионов в пульпе $[\text{S}^{2-}]_{\text{н}}$ можно рассчитать, используя следующее уравнение:

$$\lg [\text{S}^{2-}]_{\text{н}} = -36,8 + 2 \text{pH}. \quad (8.6)$$

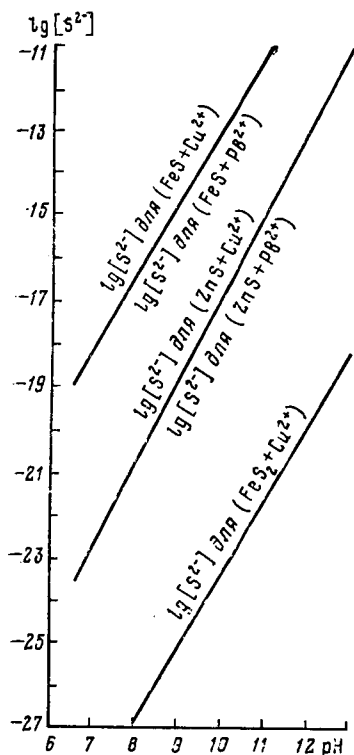


Рис. 8.4. Влияние pH на концентрацию сульфидных ионов $[S^{2-}]$, необходимую для предотвращения взаимоактивации сульфидных минералов

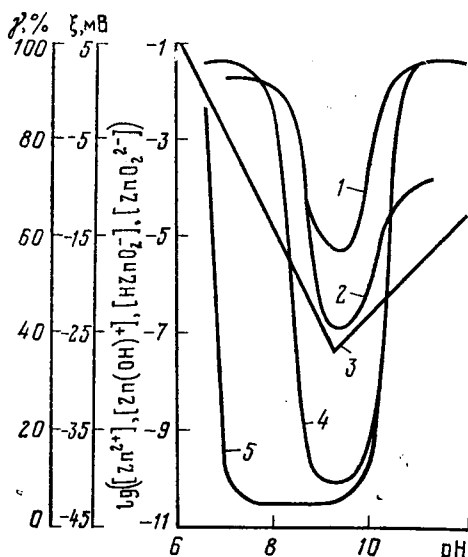


Рис. 8.5. Влияние pH на суммарную концентрацию Zn^{2+} , $Zn(OH)^+$, $HZnO_2^-$ -ионов в растворе (3) в присутствии осадка гидроксида цинка, его электрокинетический потенциал ζ (2), флотуемость γ природно-активированного сфалерита в среде едкого натра без депрессора (1) и с цинковым купоросом (1,33 г/л) в среде едкого натра (4) и в содовой среде (5) при исходной концентрации бутилового ксантогената 12 мг/л (по данным П. Харжнева и Л. И. Гросмана)

Для предотвращения активации сфалерита ионами свинца требуется создание в жидкой фазе пульпы практически той же самой $[S^{2-}]$, резко возрастающей с повышением pH (рис. 8.4). При всех значениях pH она на несколько порядков больше $[S^{2-}]$, предотвращающей активацию пирита ионами меди (см. рис. 8.4).

Необходимая для предотвращения активации сфалерита $[S^{2-}]$ при всех pH и обычно используемых концентрациях ксантогената в пульпе меньше критической $[S^{2-}]$ при флотации сульфидов свинца и меди. Это следует, например, из сопоставления значений $lg[S^{2-}]$, полученных соответственно по уравнению (8.6) и уравнению (6.8), для сульфидов меди.

Предотвращение активации сфалерита важное, но не всегда достаточное условие эффективной депрессии его флотации, по-

поскольку сфалерит по граням спайности имеет молекулярную поверхность, может адсорбировать углеводороды и хотя не полностью, но флотироваться. Для депрессии сфалерита, не содержащего примесей меди, в таких случаях достаточно загрузки одного цинкового купороса, депрессирующее действие которого на сфалерит связывают с налипанием на поверхность коллоидных цинксодержащих осадков, образующихся в пульпе в результате взаимодействия цинкового купороса с растворенной углекислотой воздуха. Лучшие результаты и максимальная селективность флотации достигаются в области рН 9—9,4, отвечающих минимальной растворимости и максимальной устойчивости осадка гидроксида цинка в объеме пульпы и на поверхности сфалерита (рис. 8.5).

Причиной избирательности закрепления и селективности действия цинкового купороса при флотации считают одноименный катион в осадке и на поверхности сфалерита. Наибольшая депрессирующая способность осадков наблюдается в момент их образования, когда кристаллическая решетка еще не сформировалась и ненасыщенные валентные связи осадка компенсируются ненасыщенными связями поверхности сфалерита. Депрессия флотации минерала осуществляется в основном за счет закрепления гидрофильных частиц осадка, перекрывающих гидрофобизирующее действие аполярных цепей собирателя, размеры которых значительно меньше размеров частиц осадка.

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

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

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

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

налипанием гидрофильных тонкодисперсных осадков цианида и гидратокарбоната цинка.

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

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

Так, смесь сульфата натрия и сульфата железа порошо депрессирует сульфиды цинка и железа, практически не оказывая влия-

ния, а иногда даже активируя сульфиды меди и, особенно, халькопирит. Поэтому результаты разделения сульфидов меди от сульфидов цинка и железа при использовании данной смеси реагентов (при расходе около 3 кг/т коллективного концентрата) получаются более высокими или не хуже, чем с цианидом.

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

Ферри- и ферроцианиды (50—100 г/т), депрессирующие сульфиды меди, применяют только при разделении медно-цинковых концентратов и продуктов, медь в которых представлена главным образом вторичными сульфидами. Значительную роль при этом играет соответствие структур поверхности минералов и образующегося осадка «смешанного» феррицианида, определяющее возможность прочного его закрепления на поверхности за счет возникновения между ними химических связей. Активированный сфалерит, несмотря на наличие катионов меди на его поверхности, не сорбирует осадки феррицианидов тяжелых металлов и не депрессируется в их присутствии, тогда как вторичные сульфиды меди такими осадками депрессируются достаточно эффективно при pH не более 8.

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

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

§ 8.3. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ

При переработке медно-цинково-пиритных руд используют как прямую селективную, так и коллективные схемы флотации. Выбор схемы определяется вещественным составом руды, характером вкрапленности сульфидных минералов, степенью их окисления, содержанием пирита и вторичных минералов меди, степенью активации сульфидов цинка.

При обогащении первичных вкрапленных и сплошных колчеданных руд с невысоким содержанием вторичных сульфидов меди, незначительной активацией сульфидов цинка и возможностью раскрытия минералов без чрезмерно тонкого измельчения используют *схему прямой селективной флотации* с последовательным выделением медного, цинкового и пиритного концентратов. Получение наиболее высоких технологических показателей по данной схеме обусловлено тем, что отделить сульфидные минералы меди от цинковых легче до активации сульфидов цинка, которая потребовалась бы в случае коллективной флотации.

На большинстве фабрик Канады, США, Японии и Финляндии первичные медно-цинковые руды флотируют по довольно простой схеме. Циклы медной, цинковой и пиритной флотаций обычно состоят из основной, одной-двух контрольных операций, одной-двух перечисток медного и пиритного и двух-четырех перечисток цинкового концентратов. Измельчение руды до крупности 60—70 % — 0,074 мм достигается в две стадии: в стержневых (I стадия) и шаровых (II стадия) мельницах. Рудногалеchnое измельчение используют только в Финляндии на фабриках «Керетти» и «Пюхасалми», что вызвано высоким содержанием в руде кварца и пирита, делающих ее необычайно абразивной.

Если медно-цинковые руды имеют высокое содержание вторичных сульфидов меди (большинство месторождения Урала, Казахстана и Японии), то лучшие результаты обогащения получают при использовании *схем коллективно-селективной флотации*. Возникающие трудности использования в этом случае схемы прямой селективной флотации обусловлены тем, что в процессе измельчения и флотации ковеллин и халькозин, интенсивно окисляясь, вызывают сильную активацию сульфидных минералов цинка и железа, существенно затрудняя их депрессию в цикле медной флотации.

При резко выраженной «природной» активации сульфидов цинка, большом и переменном содержании в руде растворимых солей меди и шламистого материала, сложного взаимопрорастания разделяемых сульфидов наиболее рациональна *схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидных минералов* (рис. 8.6, а). Данная схема особенно выгодна при значительном содержании породы в руде, которую выделяют на ранних стадиях обогащения и дальнейшей обработке подвергают только коллективный концентрат. Это приводит к сокращению оборудования, расхода воды, реагентов и т. д. Основной недостаток —

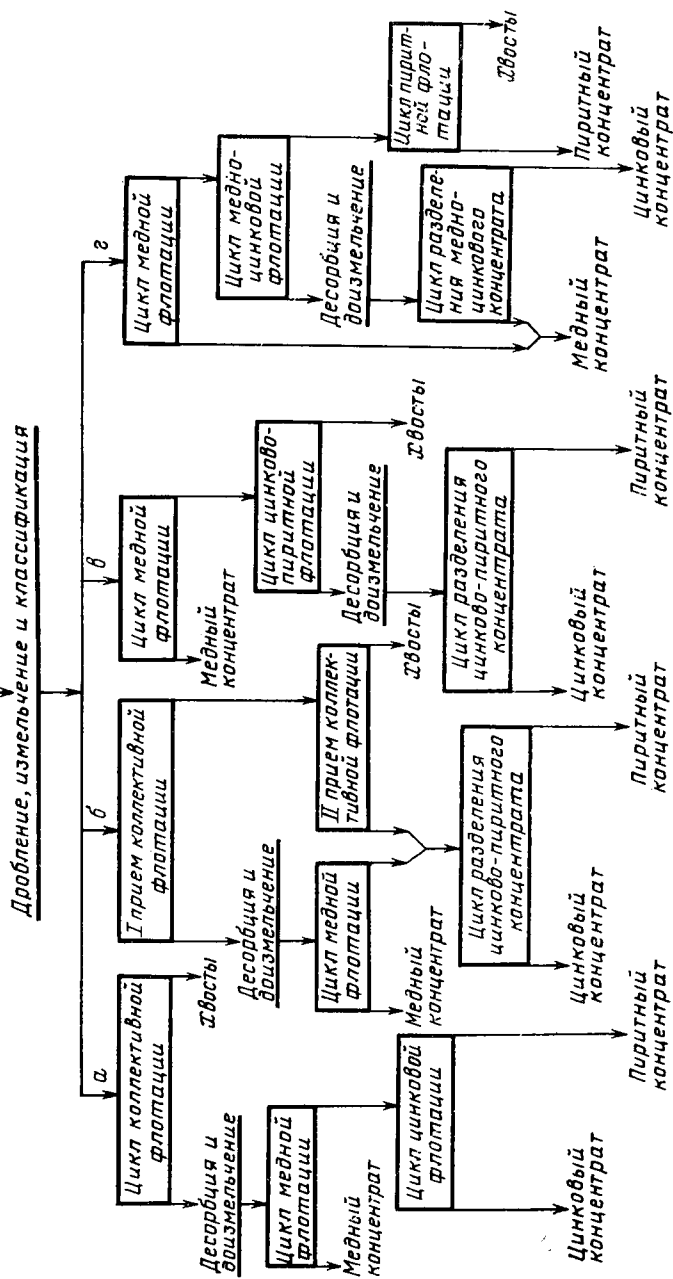


Рис. 8.6. Принципиальные схемы коллективно-селективной флотации медно-цинково-пиритных руд

трудность разделения сульфидных минералов, поверхность которых покрыта собирателем — преодолевается предварительной десорбцией собирателя и избытка пенообразователя активированным углем и сернистым натрием перед селективной флотацией коллективного концентрата. Лучшие результаты достигаются по схеме коллективной флотации в сочетании со стадийной селективной флотацией минералов коллективного концентрата.

Схему с двумя приемами коллективной флотации (рис. 8.6, б) используют, когда цинковая обманка находится в руде в виде двух разновидностей: легкофлотируемой или природно активированной и труднофлотируемой, требующей для своей флотации предварительной активации. В концентрат I приема коллективной флотации, проводимой без добавок активатора, переходят все сульфиды меди, значительная часть пирита и легкофлотируемая часть сульфидов цинка. Во II приеме коллективной флотации доизвлекают оставшиеся сульфиды цинка и железа после их активации медным купоросом. Отсутствие предварительной активации в I приеме коллективной флотации существенно облегчает последующее разделение получаемого медно-цинково-пиритного концентрата. В свою очередь, отсутствие депрессоров при проведении обоих приемов коллективной флотации существенно повышает извлечение сульфидов цинка и железа из руды.

Довольно часто используют *схему с предварительной селективной флотацией сульфидов меди* и последующей коллективной флотацией сульфидов цинка и железа (рис. 8.6, в). Ее преимущество — сфалерит при флотации сульфидов меди остается неактивированным.

При неравномерной вкрапленности сульфидов меди, неблагоприятном соотношении меди и цинка (2:1), повышенном содержании вторичных сульфидов меди в руде эффективна *схема* (рис. 8.6, г) *с предварительным выделением в начале рудного цикла* части медных минералов в готовый концентрат с минимальными потерями в нем цинка, получением коллективного медно-цинкового концентрата из хвостов I медной флотации и последующей его селекцией на медный и цинковый концентраты. Первый медный концентрат («медную головку») выделяют обычно при измельчении руды до 70 % — 0,074 мм, а коллективный медно-цинковый концентрат перед селекцией доизмельчают до 90 % — 0,043 мм. По такой схеме, во-первых, значительная часть медных минералов (в том числе более 80 % вторичных минералов меди) выделяется без переизмельчения в богатый медный концентрат; во-вторых, в коллективном концентрате соотношение меди к цинку (1,2—1,5:1) становится более благоприятным для селективной флотации. Данная технологическая схема наиболее приемлема и в тех случаях, когда в руде присутствуют сульфиды меди, которые при наличии солей закисного железа и при подаче цианида депрессируются вместе с сульфидами цинка.

Схему коллективной флотации минералов меди и цинка с дальнейшим извлечением пирита из хвостов флотации применяют редко

в связи с трудностями флотации пирита после депрессии его известью. Ее используют, если значительная часть пирита освобождается из сростков при более грубом измельчении (60—75 % —0,074 мм), чем необходимо для сульфидов меди и цинка, а также при относительно высоком содержании меди и цинка и высоком содержании пирита в руде. С целью освобождения основной массы пирита коллективную медно-цинковую флотацию ведут в известковой среде с последующим разделением коллективного концентрата при pH 9—10. В рудах с высоким содержанием флотоактивного пирита его депрессируют в две стадии: в основной коллективной и промпродуктовой флотации. Рассматриваемую схему используют также, если цинковая обманка более флотационно активна, чем сульфиды меди, причем полученный медно-цинковый концентрат разделяют, депрессируя обычно медные минералы.

Характерная особенность всех вариантов схем обогащения медно-цинковых руд — многостадийность измельчения и флотации, дофлотация в отдельном цикле разновидностей сульфидов меди, теряемых в хвостах перечисток медного концентрата, дофлотация неактивированной разновидности сфалерита, межцикловая флотация.

Улучшение качества концентратов путем увеличения числа перечисток имеет ряд существенных недостатков: снижается эффективность перечистных операций с увеличением их числа; значительно увеличиваются циркулирующие нагрузки (до 500 %), фронт флотации и энергоемкость процесса, наблюдаются потери ценных компонентов, в том числе благородных металлов, связанные с вредным влиянием шламов и др. В связи с этим предложено вместо перечистных операций флотационный концентрат классифицировать на шламы и пески с выводом шламов в готовый концентрат (рис. 8.7).

При незначительной активации сульфидов цинка, но при содержании в руде растворимых солей меди отдельной обработке реагентами (при повышенном расходе и более длительном их контакте с пульпой) подвергают или шламистую часть руды, или промпродукты цикла медной флотации с последующей переработкой их в общем или в отдельном циклах.

На Карабашской обогатительной фабрике успешно внедрена *схема раздельной переработки песковой и шламовой фракций* руды собирателями и дробная подача депрессоров в цикл доизмельчения коллективного концентрата и основной медной флотации, позволяющие сократить расход реагентов в цикле селективной флотации.

Если руда имеет повышенное содержание шламов, используют *предварительную промывку с последующим раздельным обогащением песковой и шламовой фракций* («Микохата», «Хитачи»). Растворимые соли и шламы на некоторых обогатительных фабриках Японии («Каваяма», «Хитачи», «Июсино», «Мотояма», «Миненосава») удаляют предварительным обогащением руд в тяжелых суспензиях.

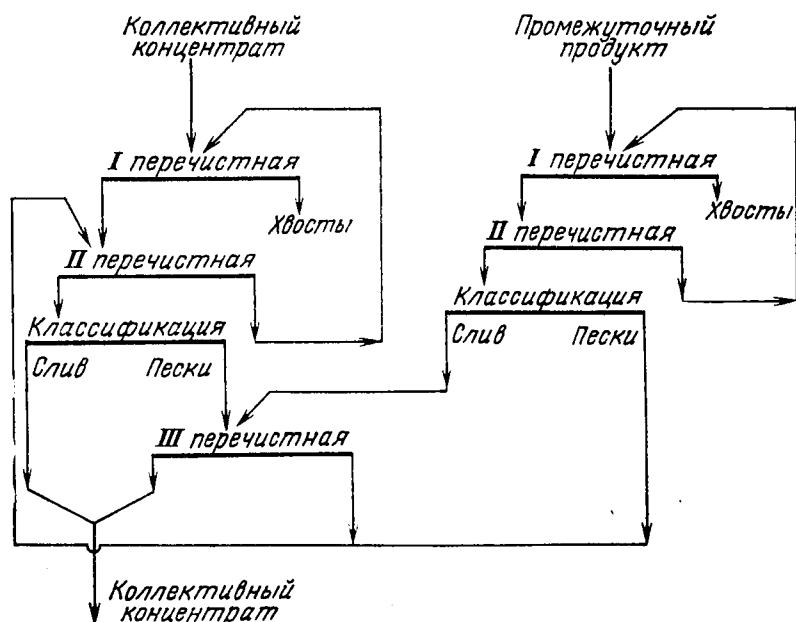


Рис. 8.7. Схема доводки коллективных концентратов с использованием классификации

Для некоторых руд характерно настолько тесное взаимопро-
растание сульфидов, что даже при использовании развитых ста-
диальных схем не удается получить удовлетворительных пока-
зателей обогащения. Сортики сульфидных минералов, имеющих
скрытокристаллическое строение, накапливаются в промежуточных
продуктах, переходят в разноименные концентраты, резко снижая
их качество. Такие руды перерабатывают по комбинированным
схемам, включающим операции флотации и гидро- или пирометал-
лургии.

§ 8.4. РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИИ

Реагентные режимы, как и схемы флотации, при обогащении
медно-цинково-пиритных руд определяются в значительной мере
соотношением минеральных форм меди, степенью активации суль-
фидов цинка, характером и степенью окисления сульфидов же-
леза. Основные трудности при этом связаны с разделением суль-
фидов меди и цинка, результаты которого находятся в непосред-
ственной зависимости от эффективности предотвращения активаци-
и неактивированной и дезактивации активированной цинковой
обманки под действием загружаемых реагентов.

Промышленные способы селекции минералов меди и цинка
основаны преимущественно на депрессии сульфидов цинка. Для
этого используют цианидные и бесцианидные реагентные режимы.

Цианидные режимы основаны на использовании одного цианида или сочетаний его с цинковым купоросом, сульфитом натрия или сернистым газом.

Наиболее легко разделяются сульфидные минералы меди и цинка в случае, если сульфиды меди в рудах представлены в основном халькопиритом, который обычно не вызывает сильной активации сульфидов цинка. При этом, как правило, используют прямую селективную или коллективно-селективную флотацию, по которой халькопирит извлекают до активации и флотации сульфидов цинка (см. рис. 8.6, *в, г*), поскольку флотационное отделение халькопирита от активированных и покрытых собирателем сульфидов цинка представляет собой довольно трудную задачу.

Для депрессии сульфидов цинка и железа используют цианиды кальция и натрия. Флотацию минералов меди при этом проводят при низких рН, отвечающих оптимальным условиям разделения сульфидов меди и железа. Концентрация цианидных ионов, обеспечивающая в граничных условиях флотации халькопирита [см. уравнение (6.6)] депрессию сульфидов железа, превышает необходимую концентрацию цианидных ионов для предотвращения активации ионами меди или дезактивации сульфидов цинка [см. уравнение (8.2)]. В результате этого обеспечивается депрессия сульфидов не только железа, но и цинка.

Для усиления депрессии сульфидов железа при высоком содержании пирита и пирротина в рудах применяют аэрацию пульпы перед флотацией. На некоторых фабриках («Маттагами», «Норанда», «Квемонт», «Норметалл») II стадия измельчения осуществляется в замкнутом цикле с аэраторами. При содержании в рудах легкофлотируемых алюмосиликатов (талька, серицита, хлорита и др) для их депрессии в основную медную флотацию и перемешивание медного концентрата подают («Флин Флон») сернистую кислоту с декстрином (при рН около 6).

Трудности разделения медных и цинковых минералов существенно возрастают, когда значительная часть меди в рудах представлена вторичными сульфидами и окисленными минералами, вызывающими сильную активацию сульфидов цинка.

Разделение сульфидов меди и цинка в этих условиях на зарубежных фабриках (Финляндии и Японии) обычно достигается применением смеси цианида с цинковым купоросом при рН пульпы 7,4—7,9. Примером является технологический режим, принятый на финской фабрике «Пюхасалми» (рис. 8.8).

В качестве щелочи используют преимущественно известь, подаваемую в цикл флотации. В сочетании с цианидом она обеспечивает наиболее высокие результаты обогащения, наименьший расход цианида и наиболее эффективную депрессию сульфидов железа. Необходимая концентрация цианида в пульпе при этом будет зависеть от изменений степени окисления руды, крупности ее измельчения, температуры пульпы, рН, состава воды и других факторов. Оптимизация расхода цианида в этих условиях может быть осуществлена использованием системы автоматического

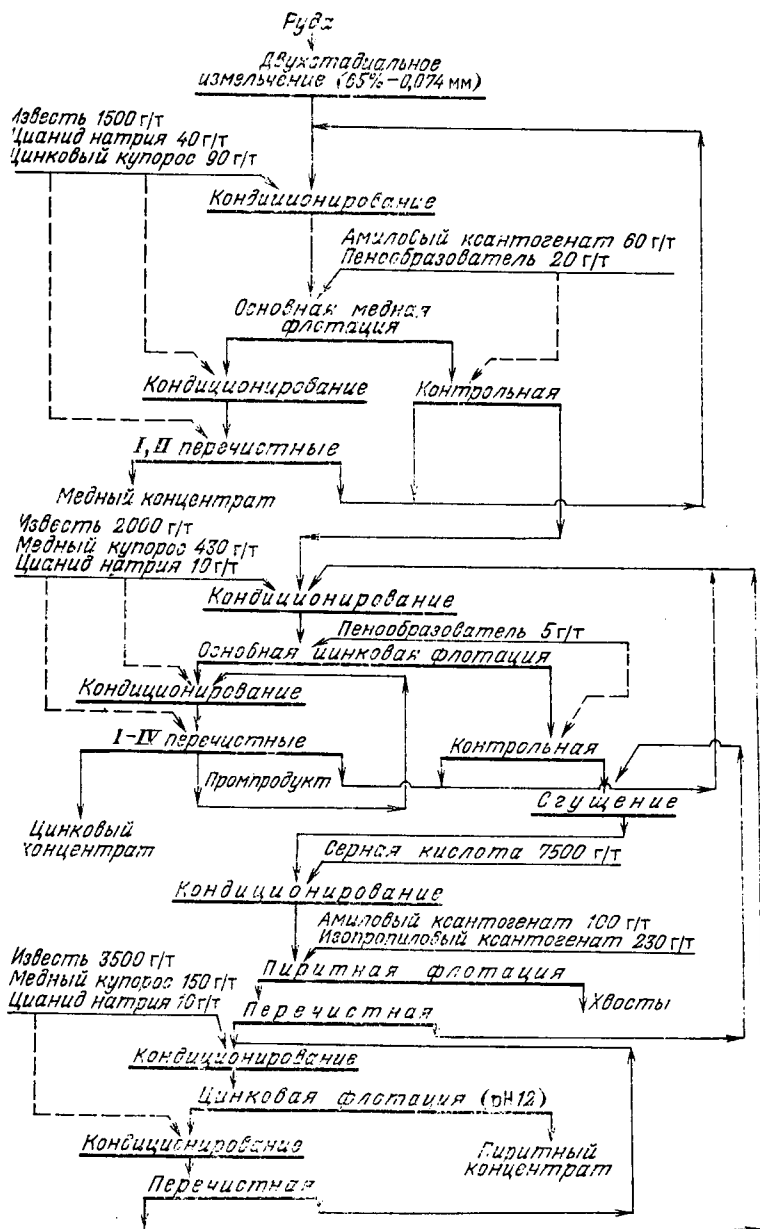


Рис. 8.8. Технологическая схема и режим обогащения руд на фабрике «Пюхасалми»

контроля и регулирования, принципиальная схема которой показана на рис. 6.12, а. В качестве задания функциональному блоку системы при этом используют уравнение (6.6).

Бесцианидные режимы депрессии сульфидов цинка основаны на использовании цинкового купороса обычно в сочетании с сернистым натрием и сульфоксидными соединениями или сочетании железного купороса с сульфоксидными соединениями.

При отсутствии в пульпе первичных медно-цинковых руд растворимых солей меди подавление флотации некоторых разновидностей цинковых обманок может быть обеспечено загрузкой одного цинкового купороса. Лучшие результаты при его использовании на фабрике «Ф л и н Ф л о н» (до 1963 г.) были достигнуты при рН 9—9,4, отвечающем области наибольшей устойчивости гидроксида цинка (см. рис. 8.5), и загрузке цинкового купороса в измельчение или слив классификатора. Однако данный режим при существующих изменениях вещественного состава перерабатываемых руд обычно не обеспечивает необходимой устойчивости процесса медной флотации и не нашел широкого применения.

Более эффективны при селективной флотации медно-цинковых руд разработанные и испытанные в СССР бесцианидные режимы с использованием различных сочетаний сернистого натрия, сульфоксидных соединений (сульфата натрия, бисульфата аммония, тиосульфата натрия и др.), цинкового купороса и извести при строго определенных рН пульпы в циклах измельчения и флотации. Максимальная флотируемость сульфидов меди и наиболее полная депрессия сульфидов цинка и железа наблюдается, когда рН при измельчении составляет 7—9, а при флотации — 9—10. Именно этим рН отвечают максимальная стабильность концентраций сульфидных (S^{2-} , HS^-) и сульфоксидных (SO_3^{2-} , $S_2O_3^{2-}$ и др.) ионов в пульпе и постоянный окислительно-восстановительный потенциал, обеспечивающий стабильность технологического процесса. Повышение рН выше 8 в измельчении и выше 11 во флотации резко ухудшает депрессию сфалерита.

Оптимальная щелочность пульпы в измельчении составляет 10—20 мг/л свободной CaO (рН 7—8), в основной медной флотации — 100—250 мг/л свободной CaO (рН 9—10). Подавляющее действие сульфоксидных соединений на пирит значительно ослабевает при отсутствии предварительной обработки пульпы известью. Избыточная их концентрация вызывает довольно резкое уменьшение скорости флотации сульфидов меди.

Оптимизация реагентного режима может быть достигнута использованием системы автоматизации (рис. 8.9), предусматривающей регулирование расходов сульфоксидных соединений по окислительно-восстановительному потенциалу (Eh -потенциал), а собирателя — по рН пульпы; оптимизацию рН изменением расхода извести и регулировку расхода сернистого натрия по рН и концентрации ксантогенатных ионов в пульпе. При этом задание на регулирование расходов сульфоксидных соединений и извести — соответственно оптимальные Eh -потенциал и рН пульпы. Заданием

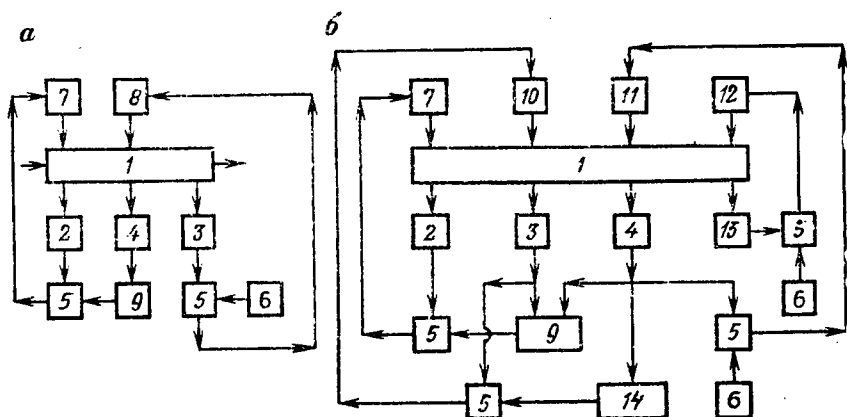


Рис. 8.9. Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования бесцианидного режима селективной флотации медно-цинковых руд и концентратов:

1 — объект регулирования; 2 — датчик концентрации S^{2-} -ионов; 3 — датчик концентрации Kx^- -ионов; 4 — датчик pH; 5 — регулятор; 6 — задание; 7 — дозатор Na_2S ; 8 — дозатор активированного угля; 9 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[Kx^-] = f(pH)$; 10 — дозатор ксантогената; 11 — дозатор извести; 12 — дозатор сульфоксидных соединений; 13 — датчик окислительно-восстановительного потенциала пульпы; 14 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[Kx^-] = f(pH)$

функциональному блоку, вырабатывающему зависимость $[Kx^-] = f(pH)$, служит уравнение (6.1), а функциональному блоку, вырабатывающему зависимость $[S^{2-}] = f(pH, [Kx^-])$, уравнение (6.8) для халькопирита.

Важное значение при селективной флотации сульфидов меди и цинка имеет предварительная аэрация пульпы с целью дополнительной депрессии флотоактивного пирита. Для этого на фабриках, перерабатывающих руды с высоким содержанием сульфидов железа, II стадию измельчения осуществляют в замкнутом цикле с аэраторами в известковой среде при pH 9—10. Качество медного концентрата с увеличением продолжительности аэрации (до 10 мин) улучшается.

Бесцианидную технологию депрессии сульфидов цинка используют практически на всех отечественных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые руды. При этом только на Башкирской обогатительной фабрике применяют прямую селективную флотацию, на остальных — селективной флотации подвергают не руду, а коллективные концентраты. Причина этого — недостатки схемы прямой селективной флотации, обусловленные высокой чувствительностью процесса к наличию растворимых солей, расходу реагентов и изменению вещественного состава руды. Например, на Гайской обогатительной фабрике из-за высокого содержания растворимых солей поддерживать оптимальные pH (в пределах 7,5—8,5) при измельчении оказалось невозможным. При этом в хвостах медного цикла наблюдается избыточная концентрация реагентов-восстановителей (сульфита натрия и др.) и

продуктов окисления сернистого натрия, затрудняющая депрессию сульфидов железа и активацию сульфидов цинка. Попытки улучшить флотацию сфалерита повышением расхода собирателя вызывают также активную флотацию пирита даже в известковой среде.

Широкое применение в СССР получили два основных варианта коллективно-селективной схемы. По первому из них осуществляется последовательная флотация из коллективного концентрата минералов меди и сфалерита с оставлением пирита в хвостах (Учалинская, Среднеуральская, Красноуральская, Кировоградская и другие фабрики); по второму — из коллективного концентрата флотируют сульфиды меди и пирит, а цинковый концентрат получают в виде камерного продукта (Гайская фабрика).

По первому варианту перерабатывают медно-цинково-пиритные руды Учалинского месторождения (рис. 8.10).

По второму варианту перерабатывают медно-цинково-пиритные руды, отличающиеся непостоянством вещественного состава, значительными изменениями содержания в них вторичных сульфидов меди и соотношения содержаний меди и цинка от 1:1 до 2:1, неравномерной, тонкой, доходящей до эмульсионной вкрапленности сульфидов меди и цинка в пирите, на Гайской обогатительной фабрике.

Перед разделением коллективный концентрат доизмельчают до 95—98 % —0,074 мм, трижды перечищают при содержании свободной СаО 500—600 мг/л, подвергают десорбции собирателя сернистым натрием и активированным углем, сгущают до содержания твердого 65—70 % и направляют непосредственно в мельницу, где его измельчают до 95—98 % —0,044 мм. Этим обеспечивается также обдирка всего материала и хорошая дезактивация сульфидов цинка в присутствии сернистого натрия, подаваемого в мельницу. Доизмельченный продукт направляют в гидроциклоны, в слив которых подают депрессор сульфидов цинка — цинковый купорос. Медно-пиритную флотацию проводят при рН 9—10 с добавками изопропилового ксантогената и Т-66.

Черновой медный концентрат подвергают обесцинкованию, для чего его доизмельчают в присутствии сернистого натрия и цинкового купороса. Переработка промпродуктов коллективной флотации в отдельном цикле после их доизмельчения позволяет исключить накапливание в них сфалерита при перечистке коллективного концентрата и вывести из процесса флотоактивный пирит с хвостами промпродуктового цикла в виде готового пиритного концентрата, повысить извлечение меди и цинка, улучшить качество коллективного концентрата, увеличить выход пиритного концентрата, использовать в процессе оборотные воды, упростить ведение технологического процесса.

Бесцианидный режим депрессии сульфидов цинка и железа, основанный на применении сочетания сернистого натрия (50—350 г/т), цинкового купороса (500—1500 г/т), сульфата натрия (15—120 г/т) вместо ранее применявшихся цианплава (200—600 г/т) и цинкового купороса (700—1400 г/т), позволил улучшить

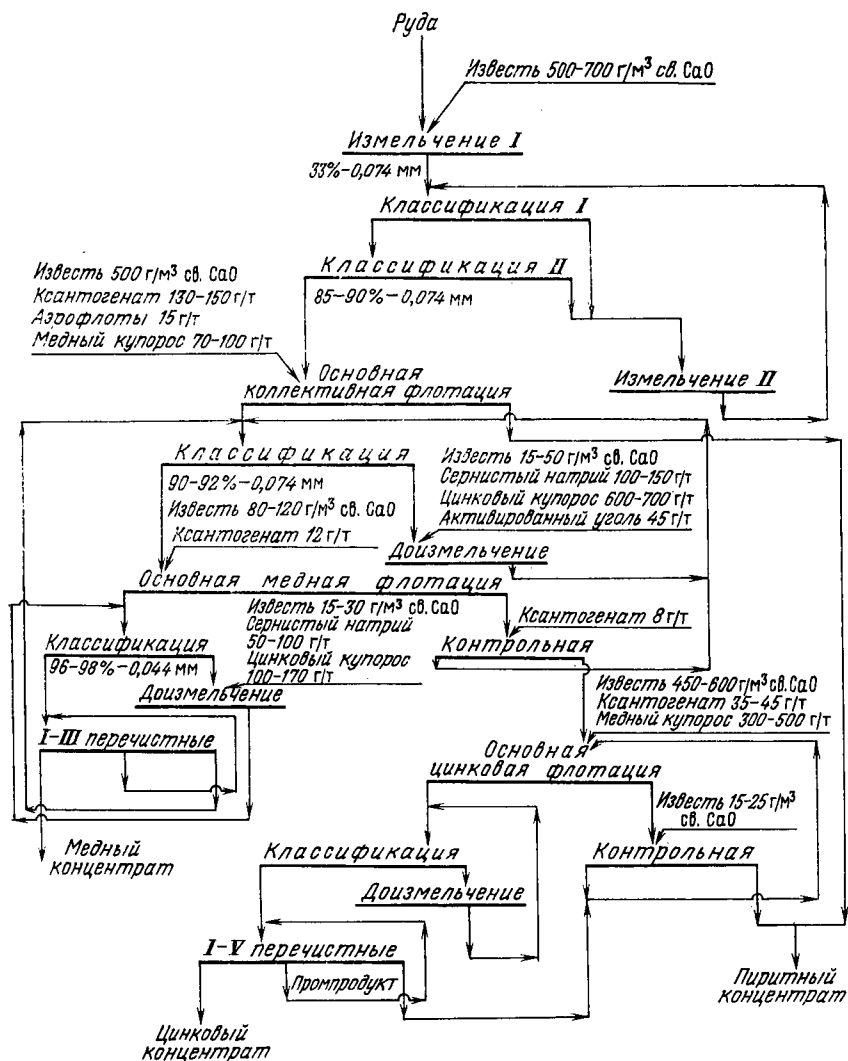


Рис. 8.10. Перспективная технологическая схема и режим обогащения руд Учалинского месторождения

технологические показатели работы уральских фабрик, ряда фабрик Японии и Канады, сократить потери золота, серебра и других ценных компонентов.

Гораздо реже при селекции минералов меди и цинка используют режимы, основанные на депрессии сульфидов меди.

Первый из них основан на применении для этих целей ферроцианида (красной кровяной соли) и используется при обогащении медно-цинковых руд, в которых значительная часть меди представлена вторичными сульфидными и окисленными минералами и

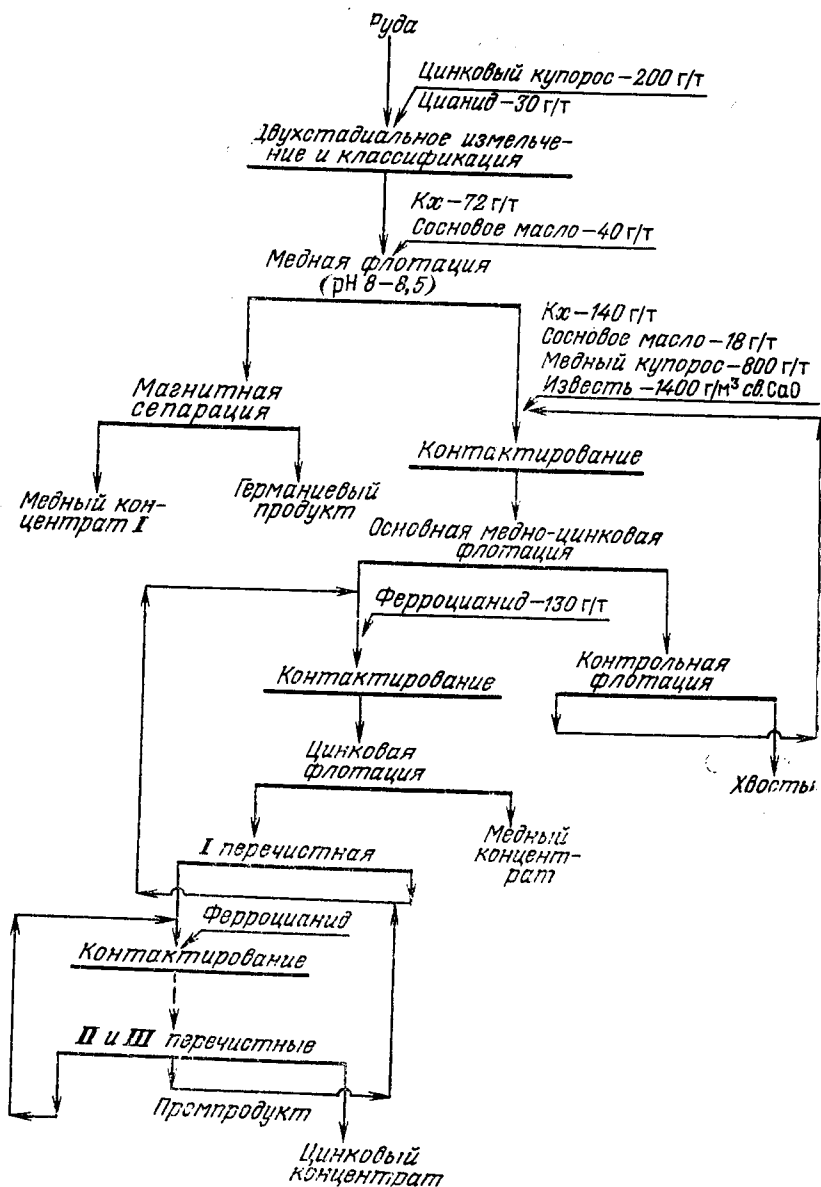


Рис. 8.11. Технологическая схема и режим обогащения руд на фабрике «Принц Леопольд»

когда применение других реагентов (в том числе цианида) не обеспечивает эффективной депрессии активированных сульфидов цинка. Данный режим разделения коллективного медно-цинкового концентрата используют, например, на фабрике «Принц Леопольд» (рис. 8.11). После двухстадийного измельчения до 70 %

—0,044 мм сначала в условиях цианидного режима проводят медную флотацию, в процессе которой извлекают до 80 % меди, представленной халькопиритом и легкофлотируемой разностью борнита, а из хвостов медной флотации получают коллективный медно-цинковый концентрат. Медный концентрат подвергают магнитной сепарации с целью выделения германия в отдельный продукт, а коллективный медно-цинковый концентрат разделяют, используя в качестве депрессора второй разновидности борнита и других вторичных сульфидов меди ферроцианид цинка при извлечении их 14,3 и 6,3 % соответственно. Содержание меди и цинка в цинковом концентрате составляет соответственно 1,82 и 59,6 %; извлечение 2,5 и 68,6 %. Отвальные хвосты содержат 0,49 меди и 0,77 % цинка.

Второй режим обратной флотации сульфидов цинка при депрессии сульфидов меди основан на различной скорости окисления сульфидов меди и активированного сфалерита в присутствии большого количества пирита. Его применяют на некоторых японских фабриках («Ханаока», «Сасапура»), на которых коллективный медно-цинковый концентрат, содержащий 7—8 % влаги, складывают на несколько дней на открытом воздухе с целью окисления медных минералов, после чего репульпируют до содержания твердого 35—40 % горячей водой и из него при температуре 50—60 °C и pH 7,2—7,4 флотируют сульфиды цинка. Получают камерный продукт — медный концентрат.

Причиной депрессии сульфидов меди при этом может послужить также то, что повышение температуры до 60 °C приводит к увеличению растворимости (в 10—11 раз) и десорбции диксантогенита с их поверхности, образованию в присутствии окислителя на поверхности сульфидов меди перекисных соединений (типа $\text{HO}-\text{Si}-\text{O}-\text{OH}$), окислению дитиосоединений до моноитиосоединений, легко десорбирующихся в жидкую фазу пульпы. При переработке руд, характеризующихся тесным взаимным прорастанием сульфидов и высоким содержанием растворимых солей тяжелых металлов, по данной технологии получают товарные медные и цинковые концентраты.

Коллективная флотация сульфидов меди, цинка и железа на фабриках осуществляется в нейтральной, щелочной средах и при естественных pH пульпы (7,2—7,6). В качестве активатора сульфидов цинка при этом используют медный купорос. Наиболее эффективная активация, им, как и следовало ожидать (см. рис. 8.2), достигается в слабокислой (pH 5,7) среде.

При активации марматита pH не должен превышать 9, тогда как маложелезистые разновидности сфалерита хорошо активируются даже при pH 10—12.

В связи с резким уменьшением концентрации ионов меди в пульпе при высокой щелочности пульпы (см. рис. 8.2, кривая 2) для эффективной активации сульфидов цинка требуется более продолжительное перемешивание пульпы с медным купоросом перед флотацией. Дополнительные загрузки молей аммония при этом ускоряют активацию цинковой обманки как вследствие образова-

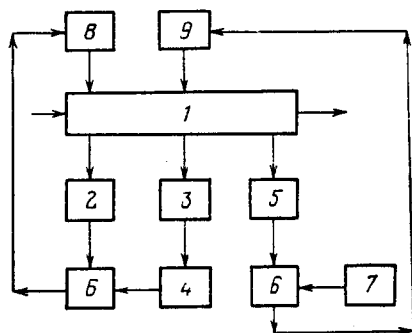


Рис. 8.12. Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования узла десорбции собирателя с поверхности сульфидных минералов коллективных полиметаллических концентратов:

1 — узел десорбции собирателя; 2 — датчик концентрации S^{2-} -ионов; 3 — датчик pH; 4 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[S^{2-}] = f(pH, [Kx^-])$; 5 — датчик концентрации Kx^- -ионов; 6 — регулятор; 7 — задание; 8 — дозатор Na_2S ; 9 — дозатор активированного угля

ния растворимых медно-аммиачных комплексных соединений, так и за счет растворения или пептизации осадков гидроксида цинка в пульпе и на поверхности цинковой обманки. Избыточный расход медного купороса в таких случаях вреден, поскольку ионы меди связывают собиратель в нерастворимый осадок. Флотацию сульфидов цинка можно улучшить в этих условиях небольшой добавкой цианида или сернистого натрия, переводящих ионы меди в труднорастворимые соединения. При этом повышается эффективность использования не только активатора, но и ксантогената, используемого в качестве собирателя.

Эффективность последующего разделения коллективных концентратов в значительной мере определяется расходом собирателя. Единственная задача при этом в циклах коллективной и цинково-пиритной флотации, как и в цикле пиритной флотации, — отделение сульфидных минералов от породы. Поэтому регулирование необходимого расхода собирателя в этих циклах флотации может быть осуществлено применением системы автоматизации, принципиальная схема которой показана на рис. 6.11, а. Задание функциональному блоку системы во всех названных циклах — зависимость $[Kx^-] = f(pH)$ для пирита [см. уравнение (6.2)], близкого по значениям $[Kx^-]$ к активированным разновидностям железистых сфалеритов (см. рис. 8.1).

Для удаления избыточных количеств собирателя и пенообразователя из пульпы и улучшения условий разделения коллективных концентратов применяют активированный уголь, сернистый натрий или их совместную загрузку. Автоматическое поддержание необходимой степени десорбции собирателя с поверхности коллективных концентратов может быть осуществлено с использованием двух автономных систем (рис. 8.12).

Первая из них поддерживает $[Kx^-]$ в узле десорбции 1 на заданном уровне изменения расхода активированного угля. Для этого сигнал датчика концентрации $[Kx^-]$ -ионов в пульпе 5 сравнивается в регуляторе 6 с заданной $[Kx^-]$ с сигналом задания 7, которая выбирается с учетом последующей селективной флотации коллективного концентрата. В зависимости от знака и величины рассогласования регулятор 6 изменяет расход активированного угля дозатором 9.

Вторая автономная система осуществляет контроль и регулирование $[S^{2-}]$ в пульпе в соответствии с текущим значением pH по уравнению (6.8). Выбор уравнения, являющегося заданием системе автоматизации, зависит от минерального состава коллективного концентрата и от требований, предъявляемых к «глубине» десорбции собирателя с поверхности сульфидных минералов. При этом значение $[Kx^-]$ в уравнении принимается постоянным и превышающим значение концентрации Kx^- -ионов, поддерживаемой первой автономной системой контроля и регулирования. Такое условие должно обеспечивать непрерывную десорбцию собирателя с минеральной поверхности и поглощение его из объема раствора активированным углем или ионообменной смолой.

Коллективные медно-цинковые концентраты разделяют обычно депрессией сульфидов цинка и железа и флотацией сульфидов меди, которые в основной медной флотации могут эффективно флотироваться без добавок собирателя при pH 9—10.

При флотации сульфидов цинка из хвостов медного цикла их активируют медным купоросом (0,1—0,3 кг/т). Селективность цинковой флотации при этом существенно зависит от pH, концентрации ксантогената в пульпе, расходов извести и медного купороса, при избытке которого начинают чрезмерно активно флотироваться сульфиды железа и увеличивается непроизводительный расход ксантогената и извести. Оптимальное соотношение концентраций ионных компонентов в пульпе в оптимальных условиях депрессии сульфидов железа можно обеспечить использованием систем автоматизации (см. рис. 6.11, б, в), заданием функциональным блоком которых является уравнение (6.4).

При наличии в руде или цинково-пиритном концентрате арсенида и сильно активированного пирита целесообразно для их депрессии добавлять после активации сульфидов цинка медным купоросом немного цианистой соли. В этих условиях флотируемость активированного сфалерита не только не снижается, но может даже несколько возрасти.

Повышению извлечения цинка и качества получаемых цинковых концентратов способствует:

- аэрация пульпы с известью (pH более 11) перед цинковой флотацией в течение примерно 10 мин;

- подогрев пульпы в контактных чанах либо острым паром при флотации до 40—65 °С;

- введение в технологическую схему операции доизмельчения грубых цинковых концентратов или промпродуктов цинкового цикла;

- использование при флотации сульфидов цинка более селективных и эффективных собирателей и пенообразователей (гидролизированных дитиофосфатов, этилового ксантогената и др.), понижающих флотируемость сульфидов железа.

При прямой селективной флотации медно-цинковых руд сульфиды железа извлекают последними. Такой порядок обусловлен в основном тем, что депрессоры, применяемые при флотации этих

руд для подавления флотации сульфидов цинка, одновременно депрессируют и пирит.

Извлечению сульфидов железа из хвостов цинковой флотации предшествует нейтрализация извести. Как и при флотации медно-пиритных руд, для активации задепрессированного известью пирита применяют серную кислоту, соду, сернистый и кремнефтористый натрий, отходящие дымовые газы, сгущение с последующим разбавлением пульпы свежей водой.

Перефлотация пиритсодержащих хвостов флотации с применением различных реагентов-модификаторов в цикле пиритной флотации обеспечивает получение пиритных концентратов с содержанием в них 49—50 % серы при извлечении ее 97—98 % от операции.

§ 8.5. ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЦИНКОВЫХ И ПИРИТНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Вследствие несовершенства применяемой технологии и сложности состава флотируемых руд, например, высокой флотационной активности пирита и исключительно тонкого взаимопрорастания сульфидов меди и цинка, качество цинковых концентратов может быть недостаточно высоким. Основными примесями в них являются медь, железо, кремнезем. Затрудняя металлургический передел, они снижают также извлечение цинка.

Технология обезмеживания цинковых концентратов, предложенная М. М. Поляковым, заключается в предварительной десорбции собирателя с поверхности минералов сернистым натрием и флотации сульфидов меди при депрессии сульфидов цинка гидратом оксида цинка при рН 6—6,7. Данная технология позволяет повысить не только содержание цинка в концентрате, но и общее извлечение меди из руд.

Для обезжелезнения цинкового концентрата с одновременным его обезмеживанием используют обычно метод Конева — Дебрина, предусматривающий предварительную сорбцию собирателя с поверхности концентрата сернистым натрием и доизмельчение с целью дополнительного раскрытия сростков сфалерита с другими сульфидами, «обдирки» активирующих сфалерит пленок и улучшения его депрессии, поглощения избытка собирателя и окисления избытка сульфидных ионов свежееобразованной поверхностью сульфидов. Флотация сульфидов меди и железа осуществляется с небольшими добавками ксантогената при депрессии сульфидов цинка цинковым, железным купоросом или их смесью (при общем расходе 2—4 кг/т концентрата) в содовой среде при рН 9,5—10.

На фабрике «Керетти» для обезмеживания и обезжелезнения цинковых концентратов, содержащих 25—30 % цинка, разработан метод так называемой «горячей» флотации, по которому пульпу доводят до кипения и в нее добавляют известь для десорбции реагентов с поверхности минералов. После кратковременного

кондиционирования с сульфатом цинка и серной кислотой проводят флотацию сульфидов железа и халькопирита изопропиловым ксантогенатом. При этом 95 % всех сульфидов цинка выделяются в виде камерного продукта, содержащего 50 % цинка. Этот продукт кондиционируют с серной кислотой и из него дополнительно флотируют сульфиды железа при рН 4,5 с применением изопропилового ксантогената.

Для повышения качества цинковых концентратов, загрязненных кремнеземом, их доизмельчают. Часто из низкокачественного концентрата можно выделить даже без доизмельчения значительную часть сульфидов цинка в высококачественный концентрат. В таких случаях целесообразно доизмельчать лишь промежуточный продукт, остающийся после выделения высококачественного концентрата.

Обесцинкование пиритных концентратов используют для понижения суммарного содержания свинца, цинка и нерастворимых компонентов — до кондиционных. Для этого пиритный концентрат, например, на фабрике «Пюхасалми» (см. рис. 8.8), полученный из сгущенных хвостов цинковой флотации и перечищенный в кислой среде, в течение 1 ч кондиционируют при высокой щелочности (рН около 12), а затем подвергают цинковой флотации. Введение на фабрике операции обесцинкования обеспечивает обычно не только получение высококачественного пиритного концентрата, но и повышение извлечения цинка в цинковый концентрат.

§ 8.6. ПЕРЕРАБОТКА И ОБОГАЩЕНИЕ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И КОЛЛЕКТИВНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

К наиболее труднообогатимым рудам относятся медно-цинковые руды зоны вторичного обогащения, характеризующиеся глубокой активацией сульфидов цинка и железа, и так называемые «метаколлоидные» руды, характеризующиеся плохой раскристаллизацией и тесной связью сульфидов между собой. При переработке и обогащении таких руд обычно используют гидрометаллургические операции переработки коллективных концентратов.

Предварительная обработка коллективного концентрата целесообразна при обогащении руд, переработки которых обычными методами (вследствие чрезмерной активации сульфидов цинка и железа) практически невозможна. В таких случаях, как, например, на японской фабрике «Иошино» (рис. 8.13), коллективный медно-цинковый концентрат перед его разделением обрабатывают раствором цианида. Поверхностные соединения меди, нивелирующие флотационные свойства сульфидов меди, цинка и железа, растворяются и удаляются с жидкой фазой при фильтровании. Минералы приобретают присущие им флотационные свойства и могут быть разделены обычными способами.

Необходимость в гидро- или пирометаллургической переработке медно-цинковых концентратов возникает обычно при обогащении

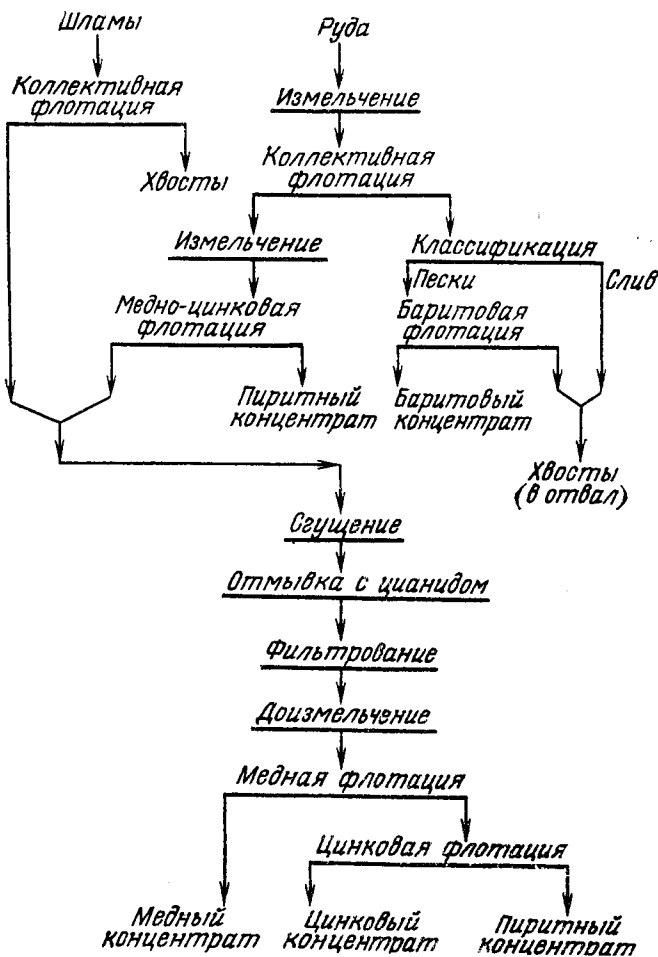


Рис. 8.13. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Июино»

«метакolloидных» руд, когда сростки сульфидов меди и цинка при технологически и экономически целесообразной степени измельчения раскрыть не удастся.

Медно-цинковые концентраты перерабатывают аммиачным выщелачиванием в автоклавах на одном из гидрометаллургических заводов на Филиппинах (рис. 8.14). Получаемые при флотации концентраты смешивают, репульпируют оборотным аммиачным раствором до $T:Ж = 1:3$ и выщелачивают в автоклавах при температуре 82°C , давлении воздуха $0,7\text{ МПа}$ и в течение 9 ч при молярном отношении $\text{NH}_{3\text{своб}} : (\text{Cu} + \text{Zn}) = 4,5\text{—}5$, обеспечивающем переход в раствор $95,6\%$ меди, 80% цинка и 58% серы. После охлаждения до температуры 43°C пульпу направляют на сгущение и фильтрование в барабанный вакуум-фильтр. Фильтрат возвращают в сгуститель, а железосодержащий осадок после про-

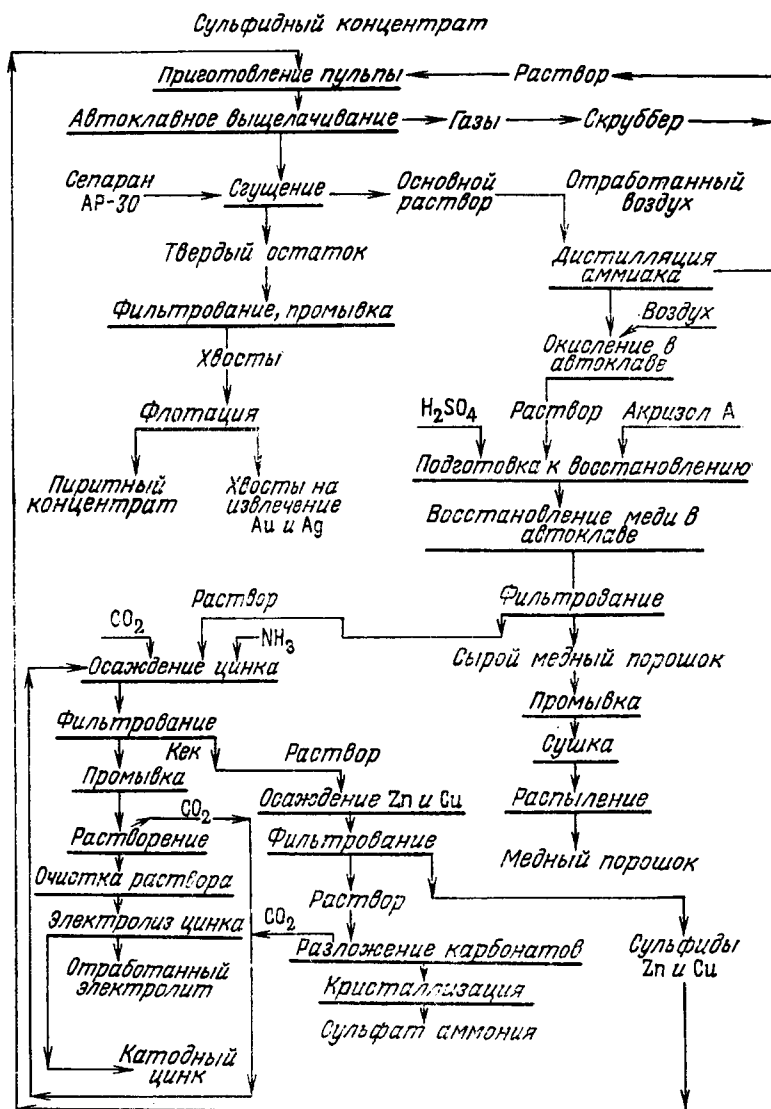


Рис. 8.14. Технологическая схема переработки сульфидных медно-цинковых концентратов аммиачным выщелачиванием

мывки и сушки подвергают флотации с получением пиритного концентрата и хвостов, из которых извлекают золото и серебро цианированием. Слив сгустителя после контрольного фильтрования поступает на частичную дистилляцию аммиака, в результате которой молярное отношение $\text{NH}_{3\text{своб}} : (\text{Cu} + \text{Zn})$ снижалось до 3,4:1, а затем в автоклав для окисления промежуточных соединений серы в сульфат при температуре 225—230°C под давлением воз-

духа 4,2 МПа. После этого аммиачный раствор, содержащий 65 г/л Cu, 18 г/л Zn и 300 г/л $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, частично нейтрализуют серной кислотой для дальнейшего снижения молярного отношения $\text{NH}_{3\text{своб}} : (\text{Cu} + \text{Zn})$ до 2,6, обрабатывают полиакрилатом и подают на восстановление меди при температуре около 200 °С и давлении водорода 2,5—3 МПа. Полученную в автоклаве суспензию направляют на фильтрование. Осадок (металлическая медь) промывают, сушат, спекают и измельчают, а полученные при фильтровании растворы, содержащие примерно 1 г/л меди, 1,5 г/л цинка и около 500 г/л $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, обрабатывают аммиаком в автоклаве для доведения молярного отношения $\text{NH}_{3\text{своб}} : \text{Zn} = 3,5 : 1$, после чего при температуре 37 °С из них осаждают углекислым газом под давлением 0,7 МПа в течение 2 ч до 90 % цинка и около 20 % меди в виде основного карбоната. После растворения осадка в обратном электролите и соответствующей очистки раствора цинка выделяют электролизом. Медь и цинк, оставшиеся в растворе после автоклавного осаждения основных карбонатов меди и цинка, осаждают сероводородом при 33 °С в течение 1 ч с получением оборотного сульфидного продукта и раствора, из которого кристаллизацией получают сульфат аммония (см. рис. 8.14).

§ 8.7. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

Технологические показатели селективной флотации медно-цинковых руд зависят от крупности кристаллизации медных и цинковых минералов, содержания пирита, степени развития процессов окисления и вторичной концентрации в месторождении. Суммарное извлечение меди и цинка в разноименные концентраты при обогащении первичных крупнокристаллических руд может достигать 170—180 %; при обогащении руд с проявлениями процессов вторичной концентрации — 150—160 %; при обогащении руд из зон цементации — 120—140 %. При флотации тонковкрапленных руд из участков вторичной концентрации и метаколлоидных руд получают только коллективные концентраты, перерабатываемые на специальных металлургических установках.

Медные концентраты, получаемые в настоящее время на фабриках, содержат 17—31 % меди при извлечении 73—97 %; цинковые концентраты — 45—62 % цинка при извлечении 67—95 %. По производительности труда медно-цинковые фабрики несколько уступают фабрикам, перерабатывающим медные руды (см. рис. 7.12).

Технико-экономические показатели обогащения медно-цинковых руд в значительной мере зависят от полноты извлечения, помимо основных металлов, редких и рассеянных элементов, благородных металлов и минералов-спутников.

Установлено, что все редкие элементы, как правило, связаны с сульфидными минералами и поэтому проблема комплексности использования сырья в цикле обогащения сводится к проблеме увеличения извлечения этих минералов в соответствующие кон-

центраты и уменьшения потерь их в хвостах флотации. Извлечение редких и рассеянных элементов в самостоятельные продукты возможно лишь на дальнейшей стадии переработки концентратов.

Попутное извлечение свободного крупного и вкрапленного в сульфиды золота в значительной мере зависит от эффективности применяемых гравитационных и флотационных методов его улавливания. Практика показывает, что гравитационные методы улавливания свободного золота могут быть интенсифицированы применением короткоконусных гидроциклонов, щелевых шлюзов, позволяющих удовлетворительно извлекать мелкие золотины (до 40 мкм), не улавливаемые гидроловушками и отсадочными машинами. Чтобы повысить извлечение золота, на зарубежных и отечественных фабриках усложняют схемы, устанавливают гравитационные аппараты в циклах измельчения и флотации, вводят операции дофлотации сульфидов и золота из пиритных концентратов или огарков и т. д.

Германий извлекают в отдельный продукт на фабрике «Принц Леопольд» магнитной сепарацией медного концентрата (см. рис. 8.11).

Олово извлекают попутно на двух медно-цинковых фабриках: «Микохата» — из руды, содержащей 0,26 % олова, и «Экстол» — из хвостов цинковой флотации.

На фабрике «Микохата» руду обогащают по флотационно-гравитационной схеме с получением медного и цинкового флотационных концентратов и двух гравитационных крупно- и мелкозернистого оловянных концентратов на концентрационных столах из хвостов контрольной цинковой флотации. Общее извлечение олова составляет 59,61 %.

На медно-цинковой фабрике «Экстол» пиритные хвосты классифицируют в гидроциклоне, пески которого пропускают через грохот СТ для удаления из них материала крупностью +0,147 мм. Слив гидроциклона и нижний продукт грохота объединяют и направляют на шлюзы Бартлез-Мозли. Концентрат просеивают на мелких грохотах, нижний продукт которых распределяют на 56 шламовых концентрационных столах Холмана для дальнейшего обогащения концентрата. Верхний продукт грохота возвращают на шлюзы Бартлез-Мозли. Концентрат столов подвергают флотации для удаления оставшихся сульфидов. Олово и несulfидные примеси в этой операции уходят во флотационные хвосты, из которых главную несulfидную примесь — (сидерит) удаляют выщелачиванием концентрата (при содержании твердого 14 %) в горячем растворе серной кислоты (при температуре 70 °C). Оловянный концентрат содержит 37 % олова в виде касситерита.

Барит извлекают из хвостов коллективной флотации на фабрике «Июшино» (см. рис. 8.13).

ГЛАВА 9. СВИНЦОВЫЕ И СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ

§ 9.1. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД

Свинцовые монометаллические руды, не содержащие других ценных компонентов, встречаются редко. Гораздо чаще свинец встречается в рудах совместно с цинком. Наиболее широко распространены вкрапленные свинцово-цинковые руды трех основных геолого-промышленных типов: стратиморфного (руды Миргалим-сайского, Жайремского, Текелийского и других месторождений); жильного (руды Згидского, Садонского и других месторождений) и скарнового (руды Алтын-Топканского, Кадаинского и других месторождений). Руды могут быть сульфидными, окисленными или смешанными.

В *сульфидных рудах* свинец представлен главным образом галенитом (PbS). Буланжерит ($Pb_5Sb_4S_{11}$), бурнонит ($CuPbSbS_3$), айкинит ($CuPbBiS_3$) и другие свинецсодержащие сульфидные минералы в значительных количествах встречаются редко. Сульфиды железа в рудах представлены обычно пиритом, марказитом, пирротинном; цинк — различными разновидностями сфалерита. С сульфидами могут быть ассоциированы в виде тончайшей механической или изоморфной примеси кадмий, индий, таллий, галлий, селен и теллур. Золото и серебро также в основном связаны с сульфидами, и только часть их находится в свободном состоянии. Германий в большинстве случаев рассеян в силикатах. Вмещающие породы наряду с роговиками и карбонатами часто имеют высокое содержание барита.

Почти во всех случаях для обогащения сульфидных руд используют флотационный метод, значительно реже — гравитационный (обогащение на отсадочных машинах и концентрационных столах) в комбинации с флотацией. В ряде случаев возможно предварительное обогащение в тяжелых суспензиях, позволяющее вывести на ранних стадиях из технологического процесса 20—50 % вмещающих пород с отвальным содержанием в них извлекаемых металлов и компонентов.

В результате флотации стремятся получить кондиционные свинцовый, цинковый, пиритный и, при наличии в руде барита, баритовый концентраты с максимальным извлечением в них одноименных компонентов. Содержание свинца в свинцовых концентратах при этом составляет (по ОСТ 48-92—75) 40—74 %; в свинцовом продукте ППС — не менее 30 %, а содержание барита в баритовых концентратах (по ГОСТ 4682—84) 80—95 %. Требования к цинковым и пиритным концентратам регламентируются требованиями ОСТ 48-31—81 и ГОСТ 444—75.

Обогащение сульфидных свинцовых и свинцово-цинковых руд затрудняется характерными особенностями их вещественного состава: широким диапазоном колебаний содержания полезных компонентов в рудах; неравномерной и тонкой вкрапленностью

сульфидных минералов; наличием минералов с разными флотационными свойствами и восприимчивостью руд к окислению; высоким содержанием глины и первичных шламов.

Окисленные и смешанные свинцовые и свинцово-цинковые руды имеют по сравнению с сульфидными гораздо более сложный минеральный состав. Каждый из металлов в них представлен как сульфидами, так и большим числом окисленных минералов. При этом как в свинцовых, так и свинцово-цинковых рудах, наряду с относительно крупной вкрапленностью, окисленные свинцовые и цинковые минералы часто плохо раскристаллизованы и образуют в лимоните тонкие аморфные выделения, нередко переходящие в тончайшие прорастания с ним. Незначительные твердость (2—3 по шкале Маоса) и хрупкость окисленных минералов, особенно свинцовых, затрудняют эффективное раскрытие их из сростков с минералами породы без существенного переизмельчения.

Основной метод обогащения окисленных и смешанных свинцовых и свинцово-цинковых руд — флотация. Сложность их минерального и вещественного составов — основная причина низкой эффективности обогащения. Трудности обогащения обусловлены не только непостоянством состава руд и тесной связью минералов свинца и цинка с оксидами и гидроксидами железа, высоким и переменным содержанием в них охристо-глинистых шламов и растворимых солей, но и разными флотационными свойствами различных минералов как свинца, так и цинка.

Из всего многообразия свинцовых минералов к сравнительно легкофлотируемым относят только галенит, церуссит, англезит и вульфенит. Пироморфит, миметезит, ванадинит, деклуазит, крокит являются труднофлотируемыми, а плюмбоярозит, биверит, коркит, бэданти́т — практически нефлотируемыми минералами. В свою очередь из минералов цинка к сравнительно легкофлотируемым относят сфалерит, смитсонит и каламин. Монгеймит, сильно ожелезненный смитсонит (в виде плохо дифференцированной смеси с лимонитом), виллемит и адамин являются труднофлотируемыми, а алюмокремневые соединения цинка, цинкосодержащие глины и каолины — практически неизвлекаемыми минералами.

Вследствие особенностей вещественного состава рассматриваемых руд гравитационный процес используют обычно только в операциях предварительного обогащения. Если цинк в рудах представлен магнитным минералом — франклинитом, то он может быть достаточно эффективно извлечен магнитной сепарацией. Комбинированные схемы, включающие операции обогащения и металлургии, применяют в том случае, если основная масса окисленных цинковых и свинцовых минералов тесно связана с минералами породы и практически не поддается флотационному обогащению.

При обогащении решают задачи эффективного отделения сульфидных и окисленных минералов цинка и свинца от породы,

разделения сульфидных минералов свинца, цинка и железа, получения окисленных свинцовых и цинковых концентратов, повышения качества концентратов и комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов, барита и пирита в отдельные продукты или концентраты, использования легкой фракции и крупнозернистой части хвостов обогащения в качестве строительных материалов и для других нужд народного хозяйства.

§ 9.2. ДЕЙСТВИЕ РЕАГЕНТОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛОВ

Хорошими собирателями при флотации галенита, как и при флотации других сульфидных минералов, являются ксантогенаты и дитиофосфаты. Максимальная сорбция бутилового ксантоге-

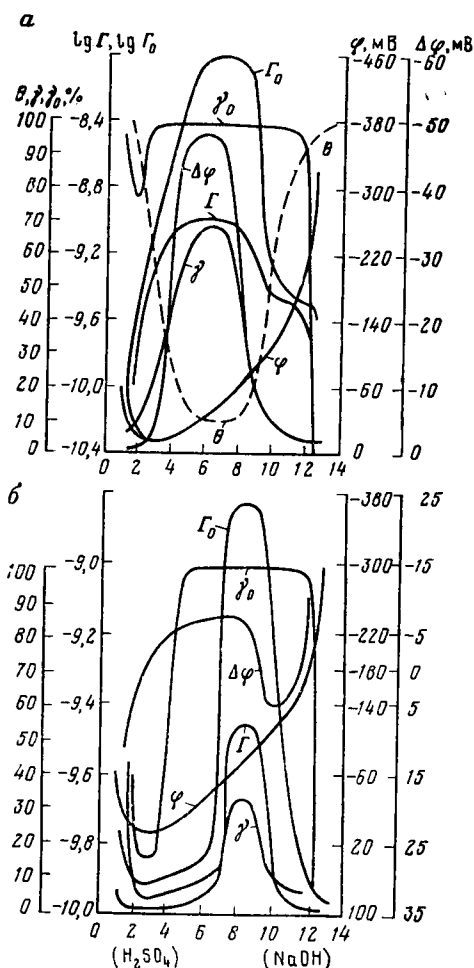


Рис. 9.1. Влияние pH на электродный потенциал ф галенита в отсутствие собирателя, его изменение $\Delta\varphi$ при постоянной исходной концентрации собирателя, а также на сорбцию G_0 , G (моль/см²) бутиловых ксантогената (а) и олеата натрия (б) и флотиремость галенита γ_0 , γ до и после удаления с его поверхности физически сорбированного собирателя (исходная концентрация бутилового ксантогената 10 мг/л, олеата натрия — 5 мг/л):

θ — доля химически закрепившегося собирателя, % общей плотности сорбции

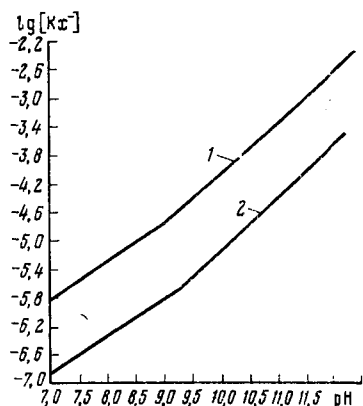


Рис. 9.2. Влияние pH на необходимую концентрацию Kx^- (моль/л) этилового (1) и бутилового (2) ксантогенатов при флотации галенитов разных месторождений

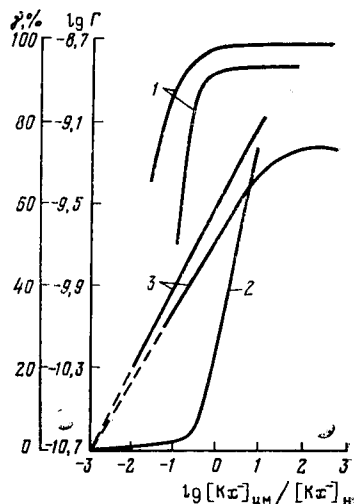


Рис. 9.3. Влияние соотношения имеющейся $[Kx^-]_{им}$ и необходимой $[Kx^-]_н$ концентраций ксантогената на общую плотность его сорбции Γ (моль/см²) (3), сорбцию диксантогената (2) на поверхности галенита разных месторождений и флотиремость γ минерала (1)

ната на галените наблюдается в нейтральной, а бутилового диксантогената — в слабокислой среде. Соотношение форм закрепления зависит от исходной концентрации собирателя и pH раствора (рис. 9.1).

Необходимое условие успешной флотации галенита в присутствии ксантогената или продукта его окисления (диксантогената) при небольшой плотности их сорбции (0,3—0,4 условных монослоя) — одновременное присутствие на минеральной поверхности химически и физически закрепившегося собирателя (см. рис. 9.1, а). Установлено, что этому условию отвечает условие образования нормального ксантогената свинца на поверхности галенита. Необходимая для обеспечения максимального извлечения сульфидов свинца при флотации концентрация ксантогенатных ионов увеличивается с увеличением pH и уменьшением длины аполярной цепи собирателя (рис. 9.2). Полученная зависимость (см. рис. 9.2) справедлива при любой степени окисления галенита и не зависит от электрофизических характеристик флотируемого галенита.

Значениям необходимой $[Kx^-]$, обеспечивающей максимальную флотиремость галенита (рис. 9.3, кривая 1), соответствует интенсивное образование диксантогената на его поверхности (рис. 9.3, кривая 2). Хемосорбционное закрепление ксантогената (очевидно, в виде сульфидоксантогенатов свинца) на поверх-

ности начинается, если концентрация Kx^- -ионов в растворе на три порядка меньше необходимой для образования нормального ксантогената свинца (см. рис. 9.3, кривые 3).

Подавление флотации галенита, как и других сульфидов (см. рис. 6.4), в среде сернистого натрия при использовании в качестве собирателя ксантогената или диксантогенида вызывается не только уменьшением плотности сорбции собирателя на минеральной поверхности с увеличением концентрации сульфидных ионов в растворе. Ухудшение флотиремости в значительной мере обусловлено восстанавливающим действием сульфидизированной поверхности галенита по отношению к диксантогениду и резким уменьшением вследствие этого в сорбционном слое доли физически сорбированного собирателя, весьма необходимого для обеспечения эффективной флотации минерала (см. рис. 9.1, а и рис. 9.3).

Так как необходимая $[Kx^-]$ отвечает условию образования нормального ксантогената свинца, используя выражения для произведений растворимости ксантогената и сульфида свинца

$$\begin{aligned} \lg [Pb^{2+}] [Kx^-]^2 &= \lg K_1 \text{ и} \\ \lg [Pb^{2+}] [S^{2-}] &= \lg K_2 = -28,15, \end{aligned}$$

получим зависимость необходимой $[Kx^-]$ от $[S^{2-}]$

$$\lg [Kx^-] = (1,2) \lg K_1 + (1,2) \cdot 28,15 + (1/2) \lg [S^{2-}] \quad (9.1)$$

или, наоборот, зависимость критической (максимально возможной) $[S^{2-}]$ от имеющейся $[Kx^-]$ в растворе

$$\lg [S^{2-}]_{кр} = -\lg K_1 - 28,15 + 2 \lg [Kx^-]. \quad (9.2)$$

Превышение значений $[S^{2-}]$ над критической вызывает уменьшение содержания диксантогенида в сорбционном слое собирателя и ухудшение флотиремости галенита (рис. 9.4). Полная депрессия его достигается, если $[S^{2-}]$ в растворе примерно на семь порядков больше $[S^{2-}]_{кр}$ (см. рис. 9.4, кривая γ). При этом сорбция диксантогенида практически равна нулю, а сорбция химически закепившегося собирателя может достигать одного условного моно слоя (см. рис. 9.4, кривые θ и Γ).

Разницы в значениях $[S^{2-}]_{кр}$ для сульфидов свинца [уравнение (9.2)], меди и железа [уравнение (6.8)] недостаточно для эффективного разделения их в присутствии сернистого натрия. Для разделения коллективных сульфидных концентратов, получаемых при обогащении свинцовых и свинцово-цинковых руд, используют обычно известь, цианиды, цинковый купорос и иногда другие реагенты, не оказывающие при принятых расходах значительного влияния на флотиремость галенита.

Хорошая флотиремость окисленных минералов свинца с сульфгидрильными собирателями обеспечивается только после предварительной сульфидизации их поверхности.

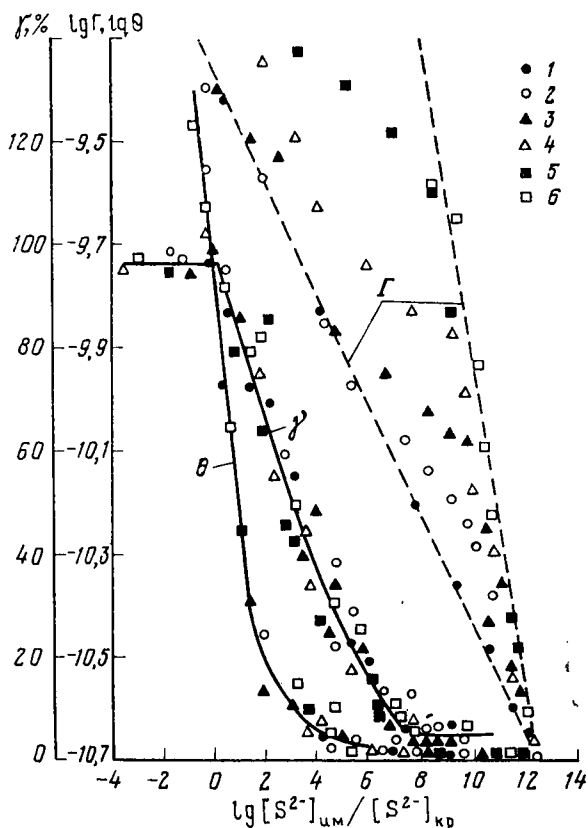


Рис. 9.4. Влияние соотношения имеющейся в растворе и критической концентрации S^{2-} -ионов на плотность сорбции «химически» закрепившегося собирателя Γ (моль/см²) и физически сорбированного диксантогената θ (моль/см²), а также на флотуемость γ галенитов месторождений Зырянковского и Маджарово при концентрациях бутилового ксантогената в растворе, моль/л:

1 — $5,33 \cdot 10^{-6}$; 2 — $1,33 \cdot 10^{-5}$; 3 — $2,66 \cdot 10^{-5}$; 4 — $5,33 \cdot 10^{-5}$; 5 — $1,33 \cdot 10^{-4}$; 6 — $2,66 \cdot 10^{-4}$

В результате сульфидизации природа минеральной подкладки резко изменяется. Уменьшение доли ионных и возрастание доли ковалентных связей приводит к значительному повышению гидрофобности поверхности, увеличению адгезии образующегося ксантогената металла и повышению вероятности распространения по ней периметра контакта с пузырьком воздуха. Кроме того, полупроводниковая природа образующихся сульфидных пленок приводит к окислению части сорбированного ксантогената на поверхности до диксантогенита. В результате образуются смешанные покрытия собирателя, состоящие как из химически закрепившегося ксантогената, так и физически сорбированных на нем молекул диксантогенита, обеспечивающие наиболее эффективную флотацию минеральных частиц (см. рис. 6.5).

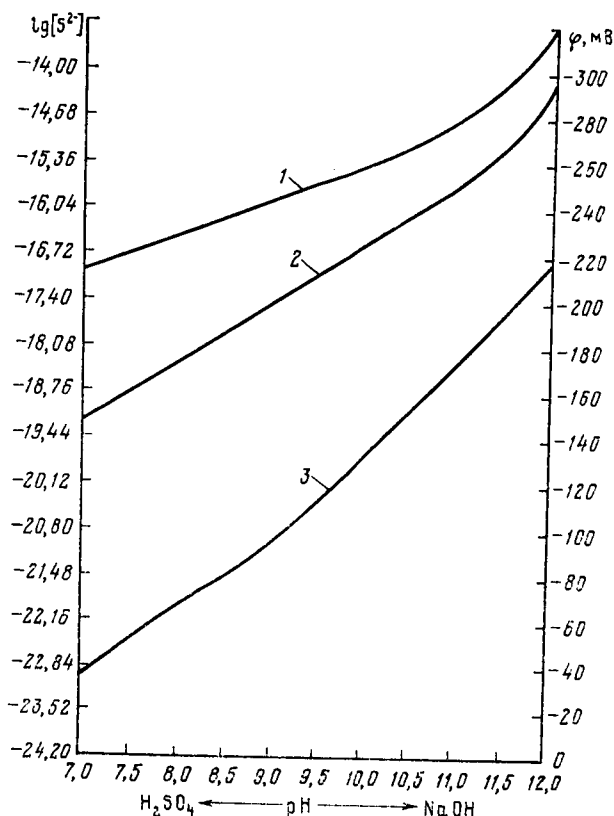


Рис. 9.5. Влияние pH на $[S^{2-}]$ (моль/л), обеспечивающую максимальную скорость флотации крокоита (1), пироморфита (2), первичных окисленных свинцовых минералов (церуссита, англезита, вульфенита) и галенита из окисленных и сульфидно-окисленных руд (3) пяти месторождений СССР:

φ — потенциал сульфидсеребряного электрода, отвечающий оптимальной $[S^{2-}]$ при флотации

Зависимость экспериментальных значений $[S^{2-}]$, обеспечивающих максимальную скорость флотации свинцовых минералов, от pH показана на рис. 9.5. Теоретический анализ полученной зависимости показал, что она отвечает значениям $[S^{2-}]$, необходимой для осуществления межфазного перехода: окисленные соединения свинца $\rightleftharpoons$ сульфид свинца при различных значениях pH. Поскольку разные свинцовые минералы обладают различным составом окисленных соединений на их поверхности, то и значения $[S^{2-}]$, необходимые для их сульфидизации, также существенно различны.

Исследования показали, что поверхность церуссита, вульфенита, англезита, галенита в обычных условиях должна быть представлена до pH 9—9,5 карбонатом, а при pH 9—12 — гидратокарбонатом свинца. Поэтому зависимость оптимальной $[S^{2-}]$ от pH для церуссита, вульфенита, галенита и англезита, обладающих

одинаковым составом соединений свинца на поверхности, также одинакова (см. рис. 9.5). Наличие на поверхности пироморфита, миметезита и крокоита более труднорастворимых фосфата, арсената или хромата свинца требует для образования сульфида свинца применения и более высоких $[S^{2-}]$ в растворе по сравнению с оптимальными значениями $[S^{2-}]$ при флотации первичных окисленных свинцовых минералов (церуссита, англеизита, вульфенита) и галенита (см. рис. 9.5).

Значения концентрации сульфидных ионов можно выразить через эдс, например, сульфидсеребряного электрода (по отношению к нормальному водородному электроду) по уравнению

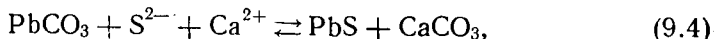
$$E_s = -0,713 - 0,0295 \lg [S^{2-}]. \quad (9.3)$$

Во всех случаях концентрация сульфидных ионов такова, что ее вполне можно измерить, используя сульфидсеребряный электрод.

Оптимальная $[S^{2-}]$ существенно зависит от рН пульпы и не зависит от того, с какого месторождения взяты минералы или руды (если свинец в них представлен такими же минералами).

Анализ скорости K флотации «чистых» минералов при оптимальных $[S^{2-}]$ показал, что для каждого минерала максимум скорости наблюдается при вполне определенных значениях рН, равных 9,5—10 — для церуссита и галенита, 8,5—9 — для вульфенита, 8—8,5 — для англеизита и 6,5—7,5 для пироморфита. Наблюдаемые оптимальные значения рН совпадают с оптимальными условиями образования сульфидной пленки на поверхности окисленных свинцовых минералов. Порядок флотируемости минералов совпадает с порядком скорости сульфидизации их поверхности и адсорбции на ней собирателя. В большинстве случаев он может быть выражен следующим рядом: церуссит — англеизит — вульфенит — мышьяковоокислый свинец — хромат свинца — фосфат свинца.

Наличие солей кальция, как и солей магния, в растворе вызывает при сульфидизации, например, церуссита одновременное образование на его поверхности сульфида свинца и карбоната кальция или магния по реакции



что не только затрудняет дальнейшую сульфидизацию, но и резко ухудшает качество сульфидной пленки. Положительное влияние добавок сульфата аммония в таких случаях заключается в растворении и предотвращении образования соединений кальция и магния на поверхности сульфидизируемых окисленных минералов и создании благоприятных условий взаимодействия их с сульфидизатором и собирателем. Наблюдаемое при этом уменьшение рН способствует коагуляции образующихся при сульфидизации частиц сульфида свинца, уменьшению их перехода в объем раствора в виде коллоидов и росту сульфидной пленки на минералах.

Поскольку оптимальные условия флотации сульфидизированных свинцовых минералов отвечают условию межфазного перехода сульфида свинца в окисленные соединения, минимально необходимая концентрация ксантогенатных ионов может быть рассчитана, исходя из условий равновесия между ксантогенатом свинца и соответствующими окисленными соединениями свинца на поверхности минералов. Очевидно, что в качестве гарантийной меры при флотации сульфидизированных свинцовых минералов на практике допустимо некоторое превышение необходимой $[Kx^-]$. Однако следует иметь в виду, что излишнее увеличение по сравнению с необходимой при оптимальной $[S^{2-}]$ в пульпе не приведет к улучшению технологических показателей и является бесполезной тратой дорогостоящего реагента.

Хорошими собирателями окисленных свинцовых минералов являются оксигидрильные собиратели, обеспечивающие эффективную их флотацию в широком диапазоне pH без предварительной сульфидизации или после нее. Предварительная сульфидизация увеличивает плотность сорбции, например, олеиновой кислоты на всех минералах свинца, как и увеличение расхода собирателя. По скорости адсорбции и количеству адсорбированной олеиновой кислоты минералы располагаются в убывающий ряд: пироморфит—гинсдалит—церуссит—англезит.

Максимальная общая сорбция олеата Γ_0 на галените наблюдается при pH 7,5—9,5 (см. рис. 9.1, б). Химическая сорбция собирателя Γ вызывает сдвиг электродного потенциала галенита φ в отрицательную сторону (см. кривую $\Delta\varphi$) и всегда сопровождается физической сорбцией молекул олеиновой кислоты. Доля сорбции Γ олеата в виде химически закрепившегося даже в наиболее благоприятных условиях при pH 8—9 не превышает 46—47 % общей сорбции олеата Γ_0 и резко падает за указанными пределами pH (см. рис. 9.1, б). Полная флотация галенита обеспечивается уже при плотности общей сорбции олеата 0,35—0,4 условного монослоя (см. рис. 9.1, б, кривые Γ_0 и γ_0 при pH 5,5 и pH 11,6). Как и на других сульфидах, один только химически закрепившийся олеат (после удаления физически сорбированных молекул олеиновой кислоты) обладает весьма плохой гидрофобизирующей способностью.

Присутствие ксантогената в пульпе практически не влияет на закрепление олеиновой кислоты на минеральной поверхности, а в процессе флотации сказывается положительно, повышая флотационную активность окисленных свинцовых минералов.

Смитсонит и другие окисленные минералы цинка также могут быть сфлотированы с применением жирных кислот и мыл. Оптимальные значения pH пульпы при этом составляют 8—10. Однако жирные кислоты и мыла не получили пока практического применения из-за отсутствия эффективных и селективно действующих депрессоров минералов породы.

В промышленности применяют два метода извлечения минералов окисленного цинка из руд: Андреевой—Девиса и Рея.

Метод Андреевой—Девиса заключается в предварительной сульфидизации окисленных минералов цинка при температуре пульпы 50—60 °С, активации медным купоросом и последующей флотации с амиловым или изоамиловым ксантогенатом и дитиофосфатом при обычной температуре. Если сульфидизация осуществляется при комнатной температуре, то сульфидизированные минералы цинка флотируются хуже, что объясняется малой устойчивостью сульфидной пленки на их поверхности, а также тем, что осадок сульфида цинка при низких температурах имеет резко выраженное коллоидное строение. Повышение температуры пульпы при сульфидизации окисленных цинковых минералов до 60 °С обеспечивает получение более плотного и менее водного осадка сульфидных соединений на их поверхности. Дальнейшее повышение температуры пульпы при сульфидизации не приводит к заметному изменению флотационных свойств минералов.

Закономерности адсорбции ионов меди на окисленной и сульфидизированной поверхности смитсонита и каламина аналогичны полученным на сфалерите (см. рис. 8.2). Избыток сульфидизатора вызывает бесполезный расход медного купороса, осаждая его в виде труднорастворимых сульфидов меди в объеме раствора.

Сульфидизация и активация минералов медным купоросом резко увеличивают плотность адсорбции ксантогенатов и дитиофосфатов на их поверхности. Максимальная адсорбция собирателя и флотируемость минералов наблюдается при pH 9,5—10. Повышение температуры увеличивает адсорбцию собирателя незначительно.

Лимонит, оксиды железа и охристо-глинистые шламы интенсивно поглощают сульфидизатор, уменьшают плотность адсорбции ксантогената на поверхности смитсонита и резко ухудшают его флотируемость, которую можно восстановить только при очень высоких расходах собирателя. Это является одной из причин предварительного обесшламливания исходного материала при использовании для флотации окисленных цинковых минералов метода Андреевой—Девиса.

Разработанный *М. Реем метод* заключается в предварительной сульфидизации исходного продукта при обычной температуре и последующей флотации цинковых минералов первичными алифатическими аминами. В этих условиях амины являются собирателями как карбонатов (смитсонита, гидроцинкита) и силикатов (каламина, виллемита), так и сфалерита, и не проявляют заметного коллектирующего действия на карбонаты щелочноземельных металлов и кварц.

Удовлетворительное объяснение закономерностей гидрофобизации и флотации различных минералов катионными собирателями (рис. 9.6, а, б) можно получить только при одновременном учете в каждом конкретном случае состояния минеральной поверхности, знака и величины ее заряда (рис. 9.6, в, г) и состояния самого амина в растворе, который в кислой среде находится в основном в виде ионов, а в щелочной — в виде молекул.

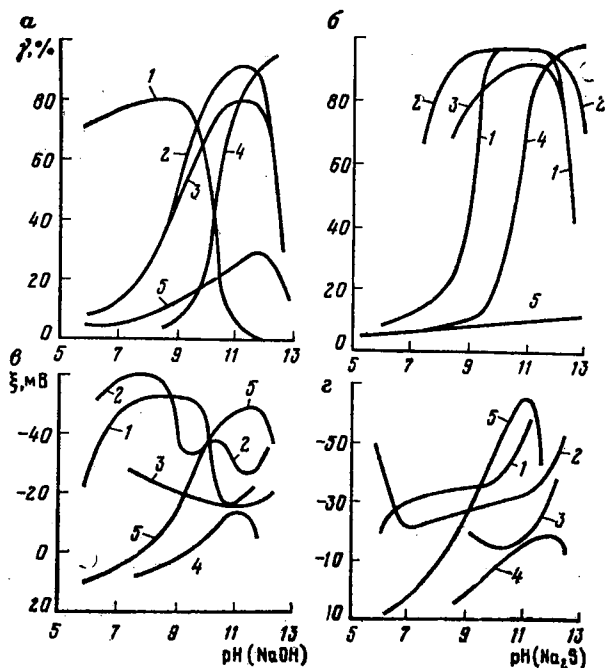


Рис. 9.6. Влияние pH, создаваемого NaOH (а, в) и Na_2S (б, г) на флотлируемость (а, б) уксуснокислым лауриламином (9 мг/л для NaOH и 4,9 мг/л для Na_2S) и электрокинетический потенциал ζ (в, г) церуссита (1), смитсонита (2), каламина (3), кальцита (4) и лимонита (5)

Например, гидрофобизацию поверхности церуссита (см. рис. 9.6, а, кривая 1) при pH 7—9 (в отсутствие сульфидизатора) можно отнести за счет преимущественной сорбции именно ионов амина. Этому способствует высокий отрицательный заряд поверхности (см. рис. 9.6, в, кривая 1) и преимущественно ионная форма состояния амина в растворе. Максимальная флотлируемость окисленных цинковых минералов: каламина и смитсонита (см. рис. 9.6, а, б, кривые 2, 3), наоборот, обусловлена благоприятными условиями для адсорбции молекул амина; низким отрицательным зарядом на поверхности (см. рис. 9.6, в, г, кривые 2, 3) и преимущественно молекулярной формой состояния амина в растворе.

Наиболее успешной селективной флотации окисленных минералов свинца и цинка из руд при применении катионных собирателей следует ожидать в среде сернистого натрия по следующим причинам:

при высокой концентрации ионов S^{2-} и HS^- в растворе (pH 10—12) наблюдается наиболее интенсивная флотация церуссита и цинковых минералов (см. рис. 9.6, б, кривые 2, 3), что обусловлено оптимальными условиями сорбции молекул амина

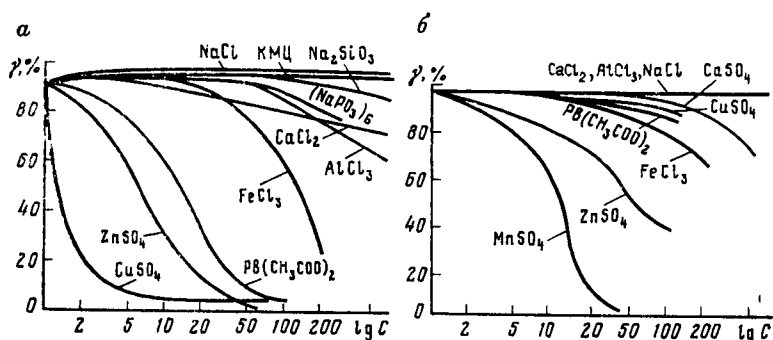


Рис. 9.7. Влияние концентрации C (мг/л) растворимых солей на флотиремость γ смитсонита лауриламином (4,9 мг/л) при $\text{pH } 11 \pm 0,1$, создаваемым NaOH (а) и Na_2S (б)

на их поверхности в данных условиях (см. рис. 9.6, в, кривые 2, 3);

сульфидизирующие свойства сернистого натрия позволяют в значительной степени предотвращать депрессирующее действие растворимых солей на флотацию окисленных минералов свинца и цинка (рис. 9.7). В этих условиях образование на поверхности сульфидизирующихся минералов (под действием растворимых солей) каких-либо промежуточных гидрофилизирующих соединений или осаждение собирателя в объеме пульпы солями меди и цинка в виде металламинных соединений типа $\text{Me}(\text{RNH}_2)_x^{n+}$ вряд ли возможно, так как произведения растворимости сульфидов тяжелых металлов гораздо меньше произведений растворимости любых других их соединений, а также меньше констант нестойкости соответствующих металламинных соединений;

среда сернистого натрия позволяет в значительной степени устранить вредное влияние, оказываемое на флотацию полезных минералов тонкими шламами (рис. 9.8, а) в результате поглощения катионного собирателя развитой поверхностью шламов и образования шламовых покрытий на поверхности зерен флотируемого минерала. При этом флотацию основного окисленного цинкового минерала (смитсонита) в присутствии глинистых шламов руды может быть в значительной степени активирована загрузкой ряда неорганических и органических реагентов. Из них наиболее эффективны карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), жидкое стекло и сода, а также (при небольших расходах) лигнинсульфонат и гуминовые кислоты (рис. 9.8, б);

в присутствии сернистого натрия несколько ухудшается флотиремость минералов породы (кальцита и лимонита) и они становятся более чувствительными к растворимым солям и шламам, чем в среде, не содержащей сульфидизатора.

Наиболее успешная депрессия всех минералов породы достигается загрузкой гексаметафосфата натрия и жидкого стекла. Причем подавление кварца и карбонатов щелочноземельных ме-

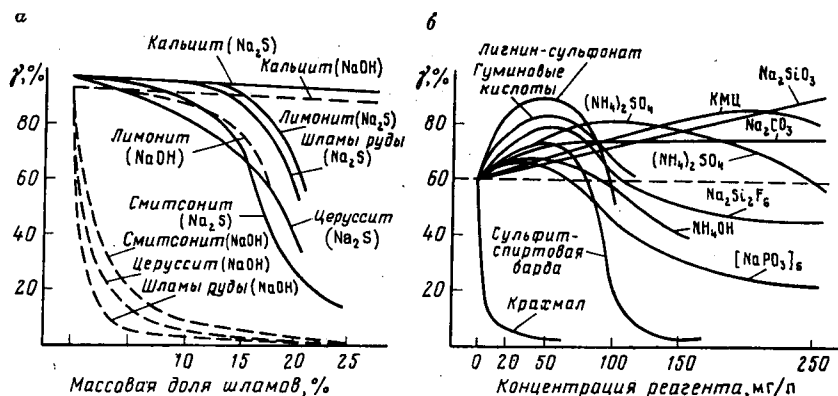


Рис. 9.8. Влияние шламов кальцита, церуссита, смитсонита, лимонита и руды крупностью — 10 мкм на флотирваемость γ смитсонита в среде NaOH и Na_2S при pH $11 \pm 0,1$ (а) и эффективность действия реагентов в присутствии глинистых шламов окисленной свинцово-цинковой руды (при массовой доле шламов 20 %) в среде Na_2S (б)

таллов лучше достигается при использовании гексаметафосфата натрия, и подавление серицита — при загрузке жидкого стекла.

§ 9.3. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СВИНЦОВЫХ И СВИНЦОВО-МЕДНЫХ РУД

Монометаллических сульфидных свинцовых руд в природе практически нет. В силу условий образования свинцовые руды всегда содержат не только сульфидные, но и окисленные минералы свинца.

Медно-свинцовые руды могут быть сульфидными, окисленными и смешанными.

Схемы обогащения. Сложный вещественный состав сульфидных, окисленных и смешанных свинцовых и свинцово-медных руд, разнообразие их сортов, отличающихся содержанием ценных компонентов руд, соотношением сульфидов и оксидов, вкрапленностью минералов, плотностью пустой породы, содержанием первичных и вторичных шламов, растворимых солей, требуют применения сложных технологических схем обогащения. Однако реализация таких схем не всегда экономически целесообразна, особенно при переработке окисленных и смешанных руд, вследствие относительно небольших запасов таких руд в верхних зонах большинства свинцовых и свинцово-медных месторождений.

Основной технологический процесс, позволяющий наиболее полно нейтрализовать неблагоприятные особенности вещественного состава перерабатываемых руд и получить приемлемые технологические показатели обогащения, — флотация. Технологическая и экономическая эффективность ее применения при обогащении крупновкрапленных руд и руд, в которых минералы свинца (особенно труднофлотиремые) тесно связаны с гидроксидом же-

леза, может быть значительно повышена применением гравитационных методов обогащения (разделения в тяжелых средах, отсадки, концентрации на столах или винтовых сепараторах) для получения товарных концентратов, выделения части породы в отвал или предконцентрации руды перед ее измельчением и флотацией.

Применение процесса разделения в тяжелых суспензиях (в конусном сепараторе Вемко) материала крупнее 7 мм при переработке смеси руд из карьера и отвала (в соотношении 1:1) на фабрике «Меслула» (рис. 9.9) позволило удалить до 65 % карбонатной породы в отвал и повысить за счет этого содержание свинца в питании флотации в 2—2,5 раза, сократить расходы на обогащение и значительно улучшить технологические показатели обогащения.

С целью повышения эффективности предконцентрации сульфидно-окисленных свинцовых руд открытой и подземной добычи на фабрике «Мехерних» (рис. 9.10) используют в цикле предварительного обогащения избирательное дробление в молотковых дробилках и вибрационные грохоты для выделения крупнокосковой породы. Для гравитационного обогащения руды применяют тяжелосредные гидроциклоны и винтовые сепараторы. В результате предварительного обогащения уделяется около 48 % материала в виде отвального продукта и на последующее обогащение поступает материал в 1,7 раз богаче исходной руды, что позволяет не только повысить извлечение свинца, но и сократить расходы на измельчение, флотационные реагенты, эксплуатационные расходы и снизить общую стоимость обогащения 1 т руды на 36 %.

Перерабатываемые окисленные и смешанные свинцовые руды обычно имеют высокое содержание растворимых солей, глини, охристо-глинистой массы гидроксидов железа и марганца, создающих большие трудности при флотации и вызывающие за счет поглощения и разложения реагентов резкое увеличение их расхода, в том числе сернистого натрия до 10—16 кг/т. Применение жидкого стекла и других реагентов для пептизации и нейтрализации вредного действия шламов, а также растворимых солей в большинстве случаев оказывается неэффективным. Поэтому, как правило, руды перед их обогащением подвергают после крупного дробления промывке и обесшламливанию.

В зависимости от содержания охристо-глинистой массы в рудах и их промывистости для промывки используют вибрационные грохота, например на фабрике «Мескула» (см. рис. 9.9) или логушеры [«Тинай», «Буггеру», «Аренас» (рис. 9.11)]. Удаление первичных шламов и вместе с ними растворимых солей из слива промывочных аппаратов осуществляют, используя последовательную цепь механических, конусных или гидравлических классификаторов со сгустителями и мультициклонами (см. рис. 9.9—9.11). Крупность частиц в первичных шламах, удаляемых со сливом в отвал, не превышает 0,01 мм. Содержание свинца в них

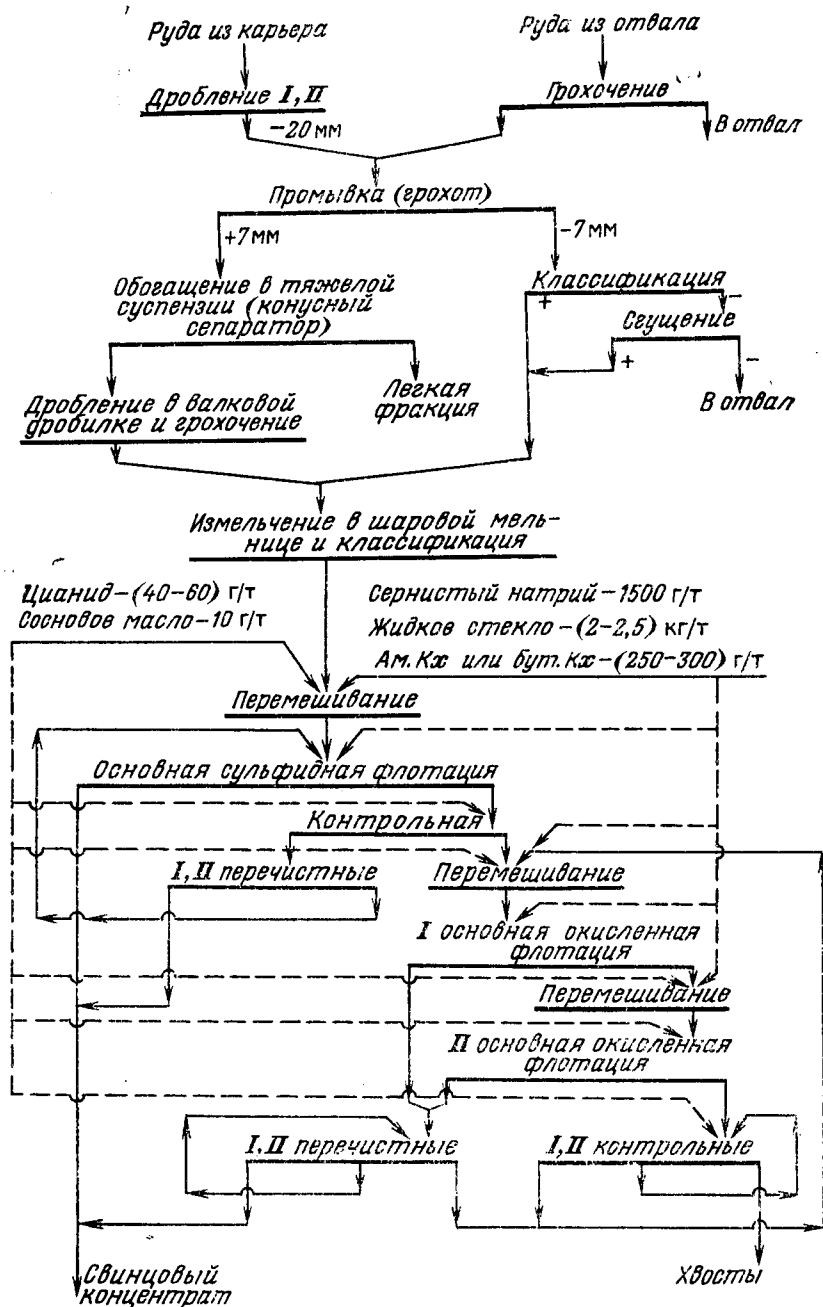
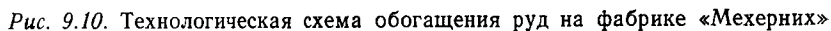


Рис. 9.9. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Меслула»



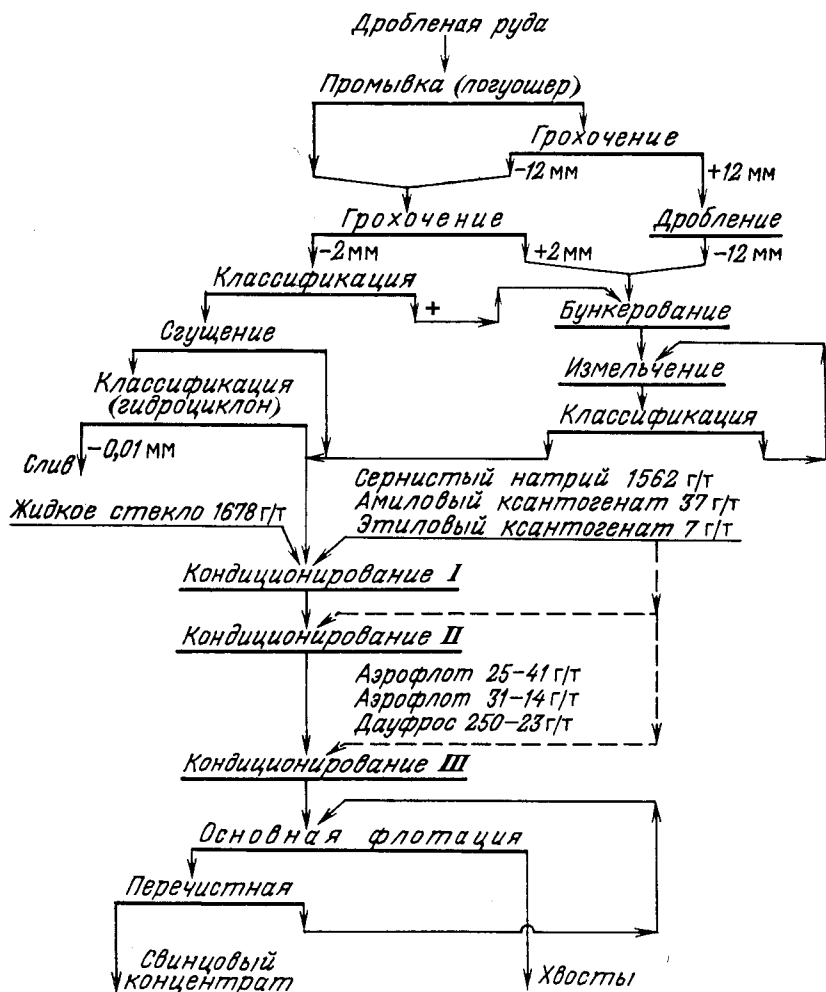


Рис. 9.11. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Аренас»

может быть, как, например, на фабрике «Аренас», даже больше, чем в исходном питании флотации. Однако извлечь свинец из таких шламов методами обогащения оказалось невозможным.

Обесшламленный слив промывочных аппаратов перерабатывают обычно в отдельном цикле, поскольку вещественный состав шламовой части руды существенно отличается от состава промытой (песковой) части руды. Причем схема с раздельной переработкой песковой и шламовой части руды, принятая, например, на фабрике «Мехерних» (см. рис. 9.10), не обнаружившая особых преимуществ при проведении лабораторных исследований, в производственных условиях оказалась эффективнее других схем, благодаря большей устойчивости флотации песковой части руды.

Промывка с последующим удалением растворимых солей и первичных шламов позволяет значительно сократить расход реагентов, устранить затруднения с фильтрованием концентратов, улучшить технологические показатели обогащения. Так, например, на фабрике «Меслула» извлечение свинца в концентрат после введения операции предварительного удаления первичных шламов возросло с 68,8 до 92 %, а содержание в нем свинца — с 53,6 до 65,3 %.

Многие сульфидно-окисленные руды характеризуются неравномерной вкрапленностью минералов; при этом обычно сульфиды свинца вкраплены сравнительно крупно, а окисленные — очень тонко. К таким рудам целесообразно применить стадияльное обогащение — две или больше стадий измельчения с межцикловой флотацией. Стадияльное измельчение с межцикловой флотацией используется, например, на Миргалимсайской обогатительной фабрике. Во избежание переизмельчения свинцовых минералов рекомендуется также в первой стадии измельчения использовать стержневые мельницы.

Хрупкость, мягкость окисленных свинцовых минералов и разрушенность части породы в окисленных и смешанных рудах — причины образования при их дроблении и измельчении довольно высокого содержания вторичных шламов и потерь минералов свинца в тонких классах хвостов флотации.

Нейтрализация вредного действия вторичных шламов при сравнительно небольшом их содержании в пульпе достигается или загрузкой реагентов (например, жидкого стекла), или обесшламливанием промпродуктов (например, хвостов перечистки концентратов), или обесшламливанием хвостов I стадии флотации с удалением тонких шламов в отвал и перефлотацией песков. В ряде случаев хороший эффект может быть достигнут применением схемы с раздельной обработкой песков и шламов собирателем с последующим их объединением перед флотацией.

При значительной естественной шламуемости руды целесообразно флотацию шламов проводить в отдельном цикле (см. рис. 9.10) с применением специальных режимов. В этом случае повышается эффективность извлечения свинца при флотации не только из шламовой, но и песковой фракции. Причем оптимальная плотность пульпы при шламовой флотации соответствует отношению $T:Ж=1:5$, а при песковой флотации — $T:Ж=1:2$.

Стадияльная схема тонкого измельчения и флотации руды с раздельной флотацией песков и шламов может быть дополнена операцией доизмельчения песковой части пенных продуктов в случае возникновения трудностей их перечисток. Установлено, что частицы церуссита, англезита и вульфенита крупностью более 0,1 мм флотируются гораздо хуже частиц средней крупности из-за большей чувствительности к избытку сульфидизатора.

Флотационное обогащение смешанных свинцовых руд осуществляют по схемам с раздельной или совместной флотацией сульфидных и окисленных минералов свинца.

Схему с раздельной флотацией сульфидных и окисленных свинцовых минералов используют обычно при более или менее постоянном соотношении соизмеримых содержаний сульфидов и оксидов свинца в исходной руде. Такую схему применяют, например, на фабрике «Меслула» (см. рис. 9.9). Использование схемы с раздельной флотацией сульфидных и окисленных минералов свинца при любом их соотношении в перерабатываемых рудах (например, на фабрике «Дарвин») может возникнуть в случае необходимости извлечения имеющихся минералов серебра и серебросодержащего галенита перед сульфидизацией и флотацией окисленных минералов свинца из-за депрессирующего действия, оказываемого сернистым натрием на их флотацию.

Схему, предусматривающую совместную флотацию сульфидных и окисленных минералов свинца, используют обычно, когда более 50 % всего свинца в руде представлено его окисленными формами (см. рис. 9.10, 9.11). Технологический недостаток схемы совместной флотации сульфидных и окисленных минералов свинца после их сульфидизации — трудность регулирования расхода сернистого натрия в отсутствие систем автоматизации на фабрике. Избыточный расход сульфидизатора депрессирует в первую очередь сульфиды свинца, недостаточный — не обеспечивает необходимой сульфидизации окисленных свинцовых минералов и вследствие этого успешной их флотации. Очевидно, что совместная флотация окисленных и сульфидных минералов может быть с успехом осуществлена при обогащении любых типов смешанных свинцовых руд независимо от соотношения в них сульфидных и окисленных минералов свинца при оснащении технологического процесса надежными системами автоматического контроля и регулирования расхода реагентов.

При флотации окисленных и смешанных свинцовых и свинцово-медных руд обычно применяют простые схемы флотации, так как сульфидизированные минералы нельзя подвергать большому числу перечистных операций вследствие легкой окисляемости пленки искусственного сульфида, мягкости и хрупкости самих окисленных минералов. Например, на фабрике «Аренас» неоднократные попытки увеличить число перечистных операций для улучшения качества свинцового концентрата приводили к резкому снижению извлечения свинца.

Режимы флотации и разделения сульфидных минералов. Коллективную флотацию сульфидов свинца, меди и железа проводят обычно в содовой среде при pH 8—9. Основные собиратели — ксантогенаты. В большинстве случаев используют смесь ксантогенатов с различной длиной углеводородной цепи, например этилового с амиловым («Дарвин»). В качестве пенообразователя применяют реагенты типа соснового масла («Меслула» и др.). Небольшая подача сернистого натрия перед флотацией сульфидов позволяет снизить расход ксантогената и улучшить качество получаемого концентрата. Для депрессии минералов породы и нейтрализации вредного действия шламов используют жидкое стекло;

для нейтрализации вредного влияния растворимых солей — сульфат аммония. При значительном содержании растворимых солей в пульпе и невозможности предварительной промывки руды можно проводить (при отсутствии окисленных минералов меди) основную флотацию в кислой среде с применением дитиофосфата или диксантогената в качестве собирателя, а в слабокислой или нейтральной среде — с применением ксантогенатов.

Галенит отличается хорошей флотируемостью в присутствии сульфгидрильных собирателей, однако оптимальное значение pH пульпы при флотации зависит от степени его окисления, которая в значительной мере определяется составом вмещающих пород. В содовой среде с увеличением pH извлечение галенита обычно повышается, а в известковой среде максимум извлечения свинца сдвигается ближе к нейтральной области значений pH.

При любых степени окисления галенита и pH зависимость необходимой концентрации ксантогената от pH пульпы (см. рис. 9.2) остается справедливой. При коллективной свинцово-пиритной или свинцово-медно-пиритной флотации она должна быть принята в качестве задания функциональному блоку системы автоматического контроля и регулирования расхода собирателя, поскольку минимально необходимая концентрация ксантогената в пределах возможных при коллективной флотации pH 7,5—10 для галенита на 25—30 % больше, чем для пирита, и намного больше, чем для сульфидов меди. Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования расхода ксантогената по его концентрации в пульпе не будет отличаться при этом от изображенной на рис. 6.11, а.

Для депрессии сульфидов железа при селективной свинцовой или свинцово-медной флотации подают цианид в цикл измельчения («Дарвин» и др.) или в операции перемешивания и основной флотации («Меслула» и др.). Его расход может быть оптимизирован в таких случаях по принципиальной схеме системы автоматизации, показанной на рис. 6.11, в.

При использовании режима Шеридана—Гриссвольда для депрессии активированных сульфидов железа задача оптимизации реагентного режима в цикле свинцово-медной флотации при разделении коллективных концентратов сводится к поддержанию в пульпе, во-первых, необходимой концентрации цианидных и цинк-содержащих ионов, обеспечивающей эффективную депрессию сульфидов железа, но не приводящей к снижению флотируемости сульфидов меди, и, во-вторых, минимально необходимой концентрации ксантогенатных ионов, обеспечивающей наиболее полное извлечение сульфидов свинца и меди в концентрат.

Первое условие хорошо описывается количественным соотношением концентраций ионных компонентов, полученным для халькопирита:

$$\begin{aligned} \lg X &= \lg \left\{ \frac{[\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}]}{[\text{Cu}(\text{CN})_2^-] [\text{CN}^-]^2} \right\} = \\ &= 25,21 - (29/12) \text{pH} + (12/13) \lg [\text{ButKx}^-]. \end{aligned} \quad (9.5)$$

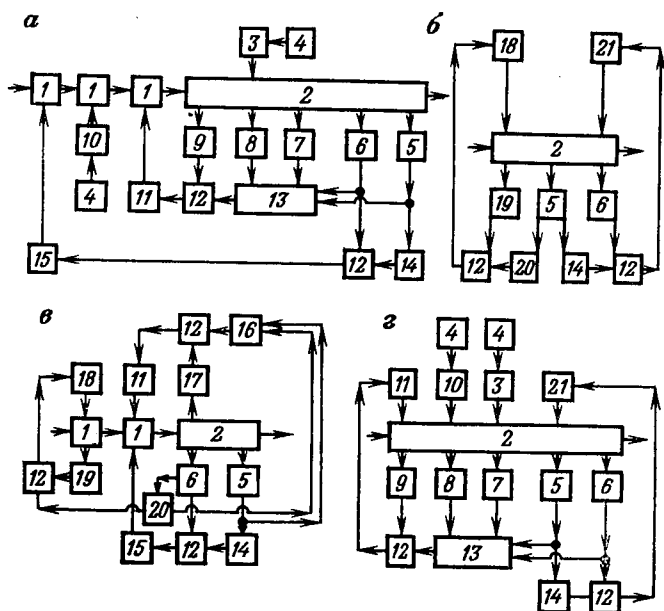


Рис. 9.12. Возможные принципиальные схемы систем автоматического контроля и регулирования процессов селективной флотации с применением цианида и сернистого натрия:

1 — агитчан; 2 — флотация; 3 — регулятор температуры пульпы; 4 — задатчик; 5 — датчик рН; 6 — датчик концентрации Kx^- -ионов; 7 — датчик концентрации меди; 8 — датчик концентрации цианида; 10 — дозатор активированного угля; 11 — дозатор цианида; 12 — регулятор; 13 — функциональный блок, вырабатывающий значение необходимой концентрации CN^- -ионов; 14 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[Kx^-] = f(pH)$; 15 — дозатор активированного угля; 16 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $lg([Cu(CN)_2^-]/[CN^-]) = f([Kx^-], pH)$; 17 — датчик соотношения $lg([Cu(CN)_2^-]/[CN^-]^2)$; 18 — дозатор сернистого натрия; 19 — датчик концентрации S^{2-} -ионов; 20 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[S^{2-}]_{кр} = f([Kx^-])$; 21 — дозатор ксантогената

Максимальное извлечение меди наблюдается при равенстве имеющихся и необходимых по уравнению (9.5) значений $lg X$. Увеличение значений $lg X$ вызывает заметную депрессию сульфидов меди и потери ее в хвостах флотации.

Так как условия режима Шеридана—Гриссвольда не влияют на зависимость $[Kx^-] = f(pH)$ при флотации сульфидов свинца, для оптимизации расхода реагентов может быть использована принципиальная схема системы автоматизации, показанная на рис. 9.12, а.

В простейшем случае, когда сульфиды меди в свинцово-медном концентрате представлены только халькопиритом, эффективный контроль и регулирование процесса цианидного разделения такого концентрата в промышленных условиях может обеспечить система автоматизации, принципиальная схема которой показана на рис. 6.11, в. В качестве задания функциональному блоку 10 при этом используется расчетное уравнение (6.6) для халькопирита. Если же медь в концентрате представлена смесью первич-

ных и вторичных сульфидов, то в качестве задания используется уравнение (6.7) для халькозина, наиболее устойчивого к подавляющему действию цианида. Однако даже при небольшом содержании в свинцово-медном концентрате вторичных сульфидов меди использование такой системы автоматизации потребует больших расходов цианида. Более целесообразно в этом случае применять систему автоматического контроля и регулирования, принципиальная схема которой показана на рис. 9.12, б.

Данная система автоматизации имеет дополнительную автономную систему, позволяющую осуществить предварительную десорбцию собирателя с поверхности сульфидов меди при небольшой $[CN^-]$ в пульпе. В качестве задания системе регулирования расхода цианида при этом используется уравнение (6.7) для халькозина.

Понижение $[Kx^-]$ в пульпе до минимально необходимой позволяет существенно уменьшить расход цианида в операциях селективной десорбции собирателя с поверхности сульфидов меди и разделения свинцово-медного концентрата. Расход цианида может быть уменьшен еще больше, если сигнал регулятора 12 использовать для регулирования не только расхода поглотителя избыточной $[Kx^-]$, но и расхода ионообменной смолы, обладающей поглотительной способностью по отношению к медно-цианистому комплексу.

Максимальное снижение расхода цианида может быть получено при использовании в цикле цианидного разделения свинцово-медного концентрата варианта системы автоматического контроля и регулирования, принципиальная схема которой показана на рис. 9.12, в. Данная система имеет дополнительную автономную систему автоматического контроля и регулирования расхода сернистого натрия, подаваемого в агитчан 1. В качестве задания функциональному блоку 20, вырабатывающему зависимость $[S^{2-}]_{кр} = f([Kx^-])$, используется расчетное уравнение (9.2) для галенита. Присутствие S^{2-} -ионов в пульпе будет затруднять взаимодействие вторичных сульфидов и сульфидизированных окисленных минералов меди с цианидом и способствовать разрушению ксантогената меди на поверхности.

Наиболее эффективным методом разделения свинцово-медных концентратов, содержащих борнит, халькозин и халькопирит, является цинкцианистый метод, предложенный Ю. И. Еропкиным. Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования процесса разделения концентрата при этом аналогична приведенным на рис. 9.12, а, г. В качестве задания функциональному блоку 13 используется уравнение для халькозина

$$(11/6) \text{pH} - (2/3) \lg [Kx^-] + \lg ([Zn(CN)_4^{2-}] / [Cu(CN)_2^-] [CN^-]^2) = \lg K, \quad (9.6)$$

достоверность которого подтверждена результатами испытаний на Джекказганской фабрике, а функциональному блоку 14 — рас-

четное уравнение необходимой $[Kx^-]$, обеспечивающей полную флотацию галенита (см. рис. 9.2).

Режимы флотации окисленных свинцовых минералов после предварительной их сульфидизации. Флотация окисленных свинцовых минералов после предварительной сульфидизации с сульфгидрильными собирателями—в настоящее время практически единственный способ их извлечения из окисленных и смешанных руд.

Предварительная сульфидизация позволяет в значительной мере преодолеть трудности, связанные с особенностями вещественного состава этих руд вследствие:

унификации поверхностных свойств окисленных минералов в результате их сульфидизации;

нейтрализации вредного действия растворимых солей тяжелых металлов в результате их осаждения в виде труднорастворимых сульфидов;

деактивации минералов пустой породы в результате удаления с их поверхности отслаивающихся свежееобразованных сульфидов активирующих катионов, поскольку параметры кристаллических решеток сульфидов и минералов породы не совпадают;

пептизации охристо-глинистого материала.

Сульфидизация осуществляется обычно с помощью сернистого, гидросернистого натрия или их смесью, поставляемой на многих зарубежных фабриках в виде готового реагента. В качестве сульфидизатора могут быть использованы также, но практически не применяются сероводород, полисульфиды щелочной группы, тритиокарбонат натрия, сернистый кальций или барий.

В зависимости от соотношения минеральных форм свинца, содержания церуссита, характера породы, содержания шламов и растворимых солей в руде сульфидизацию осуществляют стадийной подачей сульфидизатора (0,9—5,3 кг/т) по ходу процесса или единовременной загрузкой его в начале технологического процесса.

Стадийную сульфидизацию и флотацию используют, если основная масса свинца в рудах представлена церусситом или свинцовыми охрами, поскольку быстро образующаяся на их поверхности сульфидная пленка достаточно устойчива. Она не поддается в большинстве случаев быстрому окислению растворенными в жидкой фазе пульпы кислородом и углекислотой воздуха или разрушению под влиянием механических воздействий. При этом для максимального извлечения церуссита не нужны длительный контакт с сульфидизатором и глубокая сульфидизация его поверхности. В связи с этим сульфидизатор подают малыми порциями в контактные чаны или непосредственно во флотационные камеры.

Сокращение продолжительности операции перемешивания пульпы с сульфидизатором, небольшая аэрация при ее осуществлении и интенсивная флотация с повышенной аэрацией пульпы при обогащении церусситовых руд позволяют в ряде случаев

весьма существенно снизить расход сульфидизатора и других реагентов при получении высоких технологических показателей флотации. Для обеспечения высокой скорости протекания реакций сульфидизации и снижения расхода сульфидизатора часть его заменяют иногда щелочными реагентами (едким натром, содой) до получения рН пульпы, близкого к оптимальному.

Стадиальную загрузку сульфидизатора применяют на многих зарубежных («Дарвин», «Калифорния» и др.) и большинстве отечественных обогатительных фабрик, перерабатывающих окисленные и смешанные церусситсодержащие свинцовые и свинцово-медные руды. Число точек подачи сульфидизатора по фронту флотации возрастает с увеличением содержания свинца в руде, степени его окисления и на ряде фабрик («Дарвин», «Калифорния» и др.) доходит до шести и более.

При стадийной подаче сульфидизатора можно учесть различную способность окисленных свинцовых минералов к сульфидизации, последовательно создавая по фронту флотации в пульпе концентрацию сульфидных ионов, необходимую для эффективной флотации различных минералов свинца (см. рис. 9.5). Трудности ведения процесса стадийной сульфидизации и флотации руды обусловлены необходимостью точной дозировки реагента-сульфидизатора в определенных точках технологического процесса, чтобы предотвратить дезактивацию сульфидизированных минералов в результате окисления сульфидной пленки на их поверхности или ее истирания.

При отсутствии на фабрике надежных систем автоматического контроля и регулирования расходов сульфидизатора, собирателя и резких изменениях поглотительной способности пульпы по отношению к ним стадийная сульфидизация и флотация свинцовых минералов становятся невозможными. Более целесообразна в таких случаях глубокая предварительная сульфидизация церуссита и свинцовых охр большими загрузками сульфидизатора. Единовременная загрузка реагента-сульфидизатора совершенно необходима также, если свинец в рудах представлен в основном англезитом, вульфенитом или минералами типа пироморфита, ванадинита и миметезита, для сульфидизации поверхности которых необходим длительный контакт с сульфидизатором при концентрации сульфидных ионов в пульпе, близкой к оптимальной (см. рис. 9.5). При этом необходимая продолжительность контакта с сульфидизатором возрастает с увеличением крупности частиц свинцовых минералов.

Предварительную сульфидизацию осуществляют в контактных чанах при малой частоте вращения мешалки и без аэрации, чтобы исключить бесполезный расход сульфидизатора. Флотацию, наоборот, рекомендуется проводить быстро и при повышенной аэрации пульпы.

Предварительная сульфидизация единовременными загрузками сульфидизатора применяется, например, при флотации руды месторождения Абекаб, на фабрике «Аренас» (см. рис. 9.11) и не-

которых других обогатительных фабриках. Возникающие трудности при этом обусловлены возможной депрессией свинцовых минералов избытком сульфидизатора или вследствие слишком высокого рН пульпы (более 10), наблюдаемого при больших расходах сернистого натрия.

Чтобы избежать чрезмерно высоких значений рН пульпы, сернистый натрий или часть его заменяют гидросульфидом натрия, подают в контрольную флотацию немного серной кислоты. Избыток сульфидизатора после сульфидизации удаляют, добавляя медный или железный купорос. Особенно эффективна подача этих реагентов в процесс, когда в руде присутствуют ванадиевые, фосфорные или мышьяковые минералы свинца, весьма чувствительные к избыточной концентрации водородных и сульфидных ионов в пульпе. Добавки медного купороса оказывают при этом также активизирующее воздействие на флотацию ванадиевых минералов (ванадинита, деклуазита) и вульфенита. Улучшить сульфидизацию и флотацию англезита можно добавками сернокислого натрия и моноаммонийфосфата.

Значительное содержание в пульпе растворимых солей железа, марганца, цинка, щелочноземельных металлов и ионов хлора существенно затрудняет сульфидизацию и флотацию свинцовых минералов при любом способе подачи сульфидизатора.

На практике особенно резко ухудшают результаты флотации содержащиеся в пульпе кальциевые соли. Сульфат кальция не только флокулирует шламы, но и затрудняет сульфидизацию, например церуссита, вследствие осаждения на его поверхности карбоната кальция, образующегося под действием карбонатного иона, вытесняемого из церуссита при его сульфидизации по реакции (9.4). Пироморфит, ванадинит, деклуазит депрессируются при высокой концентрации любых солей.

При высокой концентрации в пульпе солей кальция осаждение их только содой обычно экономически и технологически нецелесообразно. Более эффективная нейтрализация вредного их действия на сульфидизацию и флотацию церуссита может быть достигнута следующим образом:

применением гидросульфида вместо сульфида натрия. Полная замена сульфида на гидросульфид натрия или совместное применение их при флотации руд, содержащих гипс или отличающихся основным характером минералов вмещающих пород, позволяют понизить щелочность пульпы до рН 8—9, благодаря чему вместо нерастворимого карбоната образуется растворимый гидрокарбонат кальция;

добавкой солей аммония (до 1 кг/т), повышающих растворимость карбонатов кальция и магния, предотвращающих их осаждение на поверхности и за счет этого устраняющих вредное действие солей кальция и магния на сульфидизацию и флотацию церуссита. Соли аммония позволяют также сократить время кондиционирования пульпы с сульфидизатором, повысить скорость флотации свинцовых минералов и извлечение свинца в концентрат.

Для пептизации шламов, предотвращения образования их покрытий на поверхности флотируемых минералов, сокращения расхода реагентов используют жидкое стекло, метасиликат, кремнефтористый натрий, тринатрийфосфат, реагент 610 (органический коллоид) и другие реагенты. Наиболее распространенным из них при флотации окисленных и смешанных свинцовых руд является жидкое стекло. Оно значительно повышает скорость сульфидизации и флотации минералов свинца, стабильность процесса. При флотации окисленных свинцовых руд с высоким содержанием гидроксидов железа и первичных шламов дополнительно подают («Ла-Мот») даже при достаточной щелочности пульпы соду или едкий натр (0,4—1,3 кг/т). При этом окисленные свинцовые руды не рекомендуются флотировать при высокой плотности пульпы, поскольку расход жидкого стекла, позволяющий уменьшить возрастающее отрицательное влияние растворимых солей и шламов, может оказаться слишком большим и вызвать депрессию свинцовых минералов. Оптимальные значения рН сульфидизации минералов и адсорбции собирателя на их поверхности составляют: 8,5—9,3 для церуссита, 8—8,5 для вульфенита, 7,5—8,2 для англезита, 6,2—6,8 для ванадинита, 5,5—6 для миметизита и бендантита.

На практике установлено, что при флотации окисленных свинцовых минералов из руд наиболее эффективное извлечение достигается, если сульфидизация осуществляется при оптимальном рН для каждого минерала, а флотация сульфидизированных минералов проводится при рН 9—10. Необходимость такого повышения рН при флотации обусловлена более эффективной нейтрализацией в этих условиях вредного действия растворимых солей и шламов. С повышением содержания растворимых солей и шламов в руде необходимость поддержания рН флотации, близким к 9,5, становится не только желательной, но и обязательной (Миргалмсайская и другие фабрики). При этом разница в значениях рН при сульфидизации и флотации становится практически несущественной. Все это позволяет принять оптимальное значение рН сульфидизации и флотации для всех окисленных свинцовых минералов равным 9—10. Получить те же самые технологические показатели можно и без регулирования рН, но при поддержании соответствующих им оптимальных значений $[S^{2-}]$ в пульпе (см. рис. 9.5). Однако в таких случаях потребуется увеличить время и тем самым необходимый фронт флотации.

Повышение температуры пульпы позволяет в ряду случаев значительно уменьшить продолжительность ее перемешивания с флотационными реагентами и фронт флотации («Мибладен»). Однако при этом следует учитывать, что при повышении температуры сульфидизатор может активизировать флотацию талька и некоторых других сланцев, вызывая резкое ухудшение качества концентрата.

В качестве собирателя при флотации сульфидизированных свинцовых минералов используют главным образом ксантогенаты,

часто в различном сочетании друг с другом («Дарвин» и др.), с аэрофлотами (на ряде фабрик СССР, фабриках «Аренас», «Тинай» и др.), с меркаптобензотиозолом или его производными (на фабриках «Коллинз», «Сан Антони» и др.).

Сочетание реагентов обеспечивает необходимый состав сорбционного слоя собирателя на поверхности и многократное упрочнение контакта пузырька с частицей, что приводит к повышению извлечения флотуруемого минерала. Применение, например, сочетания бутиловых ксантогената и аэрофлота на обогатительных фабриках Ачисайского комбината позволило повысить извлечение свинца на 2,5—4 %.

Собиратели подают обычно после сульфидизатора или вместе с ним. Целесообразность подачи их перед сульфидизатором возрастает с увеличением содержания в руде охристо-глинистых шламов. Высокие расходы ксантогената (200—600 г/т) обусловлены обычно не всегда оптимальным его применением.

Необходимая $[Kx^-]$, обеспечивающая образование ксантогената свинца на поверхности свинцовых минералов и их флотацию, весьма существенно зависит от pH и длины аполярной цепи собирателя. При флотации сульфидизированных церруссита, галенита, вульфенита и англезита в оптимальных условиях по значению pH 9—10 пульпы вполне обоснованно использование в качестве собирателя бутилового ксантогената калия. Необходимость замены его высшими ксантогенатами может возникнуть только в тех случаях, когда названные минералы находятся в тесной связи с охристо-глинистыми разностями гидроксидов железа, сильно ожелезнены и гидратированы. Использование, например, на фабрике «Аренас» амилового, на фабрике «Дарвин» — пентазоламилового, на фабрике «Тинай» — гексилового ксантогенатов вместо бутилового позволило при переработке ожелезненных руд существенно повысить извлечение свинца в одноименный концентрат.

Пироморфит, миметезит, крокоит, ванадинит и деклуазит во всех случаях требуют для своей эффективной флотации более сильных, чем бутиловый ксантогенат, собирателей с длинной углеводородной цепи не менее чем C_5 — C_6 . Использование высших ксантогенатов C_7 — C_9 вместо бутилового позволило, например, повысить извлечение свинца из нерчинских руд сложного состава примерно на 5—7 % в концентраты, содержащие 40—43 % свинца, на 85—88 % представленного ранее неизвлекаемыми минералами типа миметезита.

В качестве пенообразователей обычно используют сосновое масло, карбинол, дауфрос и другие реагенты. Однако они не всегда обеспечивают необходимое пенообразование. При значительном содержании в пульпе тонких гидрофобных шламов и гидрофобных частиц, образующихся при взаимодействии собирателя с солями тяжелых металлов в объеме пульпы, наблюдается гашение пены вследствие «сухой» флотации таких частиц. Для улучшения пенообразования в таких случаях рекомендуется добав-

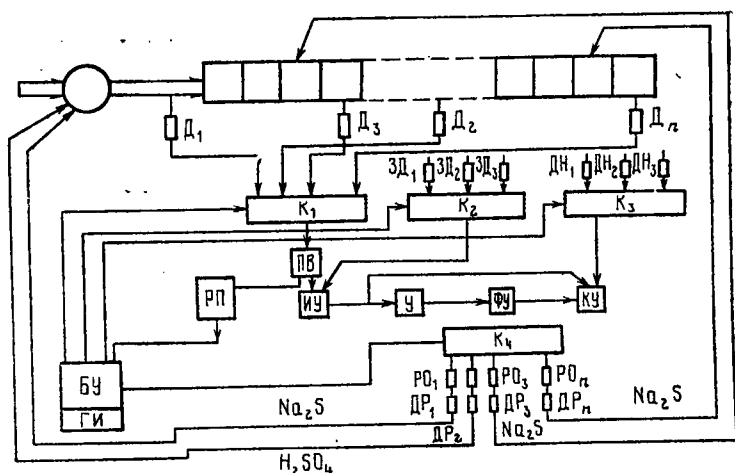


Рис. 9.13. Схема системы автоматического контроля и регулирования расхода сульфидизатора и собирателя при флотации окисленных минералов свинца:

Д — датчик концентрации сульфидных ионов (D_1 ; D_3 — D_n) и pH (D_2); ЗД — задатчики; PO_1 — PO_n — регулирующие органы; DP_1 — DP_n — дозаторы реагентов; $ДН_1$ — $ДН_3$ — элементы динамической настройки; K_1 — K_4 — коммутарующие устройства; ПВ — высокоомный преобразователь; РП — регистрирующий многооточный прибор; ИУ — измерительное устройство; У — усилитель; ФУ — формирующее устройство; КУ — корректирующее устройство; БУ — блок управления; ГИ — генератор импульсов

лять немного (10—15 г/т) аммонийного таллового мыла, нефти, тяжелых масел газогенераторной смолы или использовать смеси нерастворимых масел и пенообразователей.

Обеспечить максимально возможное извлечение свинца из окисленных и смешанных руд, вещественный состав которых изменяется, как правило, в широких пределах даже в течение смены, можно только при непрерывном поддержании необходимой концентрации сульфидных, водородных и ксантогенатных ионов в пульпе автоматизированными системами контроля и регулирования (рис. 9.13) с использованием теоретически обоснованных и экспериментально подтвержденных количественных зависимостей $[S^{2-}] = f(pH)$ (см. рис. 9.5) и $[Kx^-] = f(pH)$ (см. рис. 9.2).

Получение кондиционных флотационных окисленных свинцовых концентратов обычно осложняется загрязнением их легкофлотируемыми слоистыми алюмосиликатами (типа серицита, хлорита и др.) или пиритом, активно флотирующимся при загрузке сернистого натрия для сульфидизации окисленных свинцовых минералов.

Устранить загрязнение окисленных свинцовых концентратов легкофлотируемыми силикатами можно:

депрессией легкофлотируемых алюмосиликатов в цикле основной окисленной свинцовой флотации при pH 9,2—9,8 добавками (300—500 г/т) карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ);

перефлотацией окисленного свинцового концентрата, загрязненного слоистыми алюмосиликатами, при высокой концентрации

сульфидных ионов в жидкой фазе пульпы, обеспечивающей глубокую депрессию сульфидизированных окисленных свинцовых минералов. В пенный продукт переходят силикаты пустой породы.

Наиболее эффективным решением проблемы предотвращения загрязнения окисленных свинцовых концентратов пиритом является перефлотация их в кислой среде ($\text{pH } 1,5\text{--}2$) без подачи собирателя и пенообразователя. В этих условиях наблюдается весьма четкая селекция между сульфидами железа, выделяемыми в пенный продукт, и окисленными свинцовыми минералами, остающимися в камерном продукте. При этом не только значительно повышается содержание свинца в окисленном свинцовом концентрате, но и появляется возможность дополнительно получать кондиционный пиритный концентрат. Хорошая флотированность пирита в разработанных условиях в значительной мере обусловлена образованием на его поверхности гидрофобной пленки элементарной серы.

Результаты флотации окисленных и смешанных свинцовых руд с сульфгидрильными собирателями после предварительной сульфидизации зависят от их вещественного состава. Извлечение свинца при этом изменяется от 50 до 90 % в концентрат, содержащий 40—70 % свинца.

Довольно легко флотируются церуссит, англезит, вульфенит и окисленный галенит из руд, пустая порода которых представлена кварцем и силикатами с незначительным содержанием оксидов железа и щелочноземельных минералов. Труднее извлекаются они из руд, в которых основная масса породы состоит из доломитизированного известняка.

Еще труднее флотируются руды с породой, представленной гидроксидами железа, с которыми связана значительная часть свинца. Наиболее трудно обогащаются окисленные и смешанные руды со значительным содержанием свинца в виде ванадинита, пироморфита, плюмбозита и других труднофлотируемых минералов. Затруднения при флотации таких руд еще больше увеличиваются, если они тонко вкраплены и имеют значительное содержание охристо-глинистого материала, оксидов и гидроксидов железа и марганца. Низкое извлечение свинца и невысокое содержание его в концентратах обусловлены при этом не только наличием трудноизвлекаемых минералов, но и загрязненностью поверхности всех свинцовых минералов, интенсивной пропиткой их гидроксидами железа или марганца. Свинцовые минералы, тесно связанные с лимонитом и его охристыми разностями, практически не извлекаются при флотации с сульфгидрильными собирателями.

Режимы селективной флотации окисленных минералов свинца и меди. Окисленные минералы свинца и меди при флотационном обогащении окисленных руд извлекаются обычно вместе в свинцово-медный концентрат. В промышленной практике пока нет примеров разделения таких концентратов, однако в литературе имеются указания о возможности разделения карбонатов свинца

и меди при использовании цианидов, хроматов, фосфатов и арсенатов. Цианиды депрессируют малахит и азурит до тех пор, пока в пульпе имеются ионы свободного цианида; остальные реагенты депрессируют церуссит, образуя на его поверхности гидрофильные покрытия.

Флотация окисленных свинцово-медных (церуссито-малахитовых) руд может быть осуществлена и по селективной схеме, предусматривающей вначале флотацию сульфидизированного церуссита этиловым ксантогенатом при депрессии окисленных медных минералов жидким стеклом, а затем флотацию сульфидизированного малахита высшими ксантогенатами.

Селективная флотация сульфидизированных церуссита, малахита и азурита основана на различной прочности гидрофобных покрытий, образующихся на поверхности этих минералов. В частности, селективность этилового ксантогената обусловлена тем, что он обеспечивает наименьшую по сравнению с другими ксантогенатами плотность покрытия поверхности малахита собирателем при достаточно высокой гидрофобизации поверхности церуссита. При этом жидкое стекло практически не влияет на флотацию церуссита, способствует отслаиванию сульфидно-ксантогенатных пленок с поверхности малахита, гидрофилизации ее и депрессии данного минерала, улучшая селективность процесса.

Для обеспечения селективной флотации церуссита необходимо применять спиртовые пенообразователи, не содержащие аполярных соединений, например, метилизобутилкарбинол (МИБК), спирты C_5 — C_6 и др. Наоборот, для интенсификации флотационного извлечения малахита из хвостов свинцовой флотации даже при использовании высших ксантогенатов в качестве пенообразователя необходимо применять технические продукты, содержащие аполярные углеводороды (например, технический терпинеол) или неионогенный собиратель (машинное масло и др.), способствующий более прочному закреплению сульфидно-ксантогенатной пленки на поверхности минерала.

Разработанная Механобром технологическая схема обогащения окисленных свинцово-медных руд конголезских месторождений Дженгиле и Янга-Кубенза (рис. 9.14) позволяет получить максимальное суммарное извлечение свинца (около 90 %) и меди (около 95 %) в равноименные концентраты.

Оптимизация реагентного режима в циклах окисленной свинцовой и медной флотаций может быть осуществлена использованием систем автоматизации, описанных ранее (см. рис. 9.13 и 6.11, б).

Режимы флотации окисленных минералов с оксигидрильными собирателями. Флотация с применением оксигидрильных собирателей рекомендована для извлечения свинца из руд, отличающихся высоким содержанием труднофлотируемых окисленных свинцовых минералов, плохо извлекаемых сульфгидрильными собирателями, а также из руд с высоким содержанием оксидов железа и марганца, тесно связанных с минералами свинца, которые

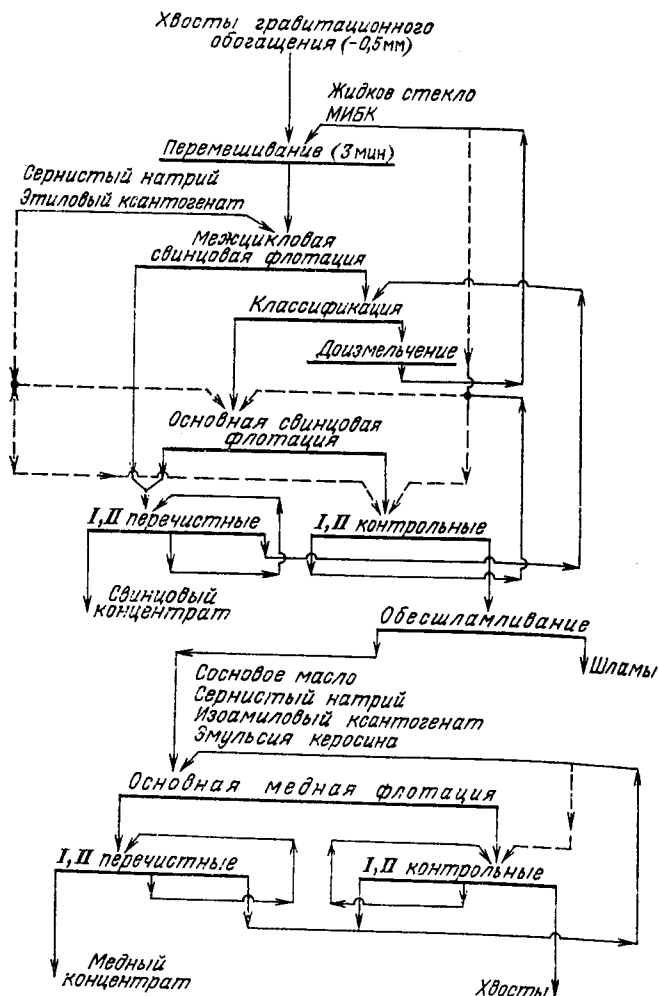


Рис. 9.14. Технологическая схема обогащения окисленных свинцово-медных руд

вследствие этого также плохо флотируются с ксантогенатами после предварительной сульфидизации.

В качестве оксигидрильных собирателей используют олеиновую и нафтенковые кислоты, их мыла, часто с добавками мазута и нефти, продукты окисления керосина, талловое масло и другие подобные им реагенты. Процесс флотации регулируют соотношением дозировок соды, жидкого стекла и собирателя. Достоинство его по сравнению с процессом сульфидизации и флотации с сульфидрильными собирателями — меньшая чувствительность к высокому содержанию охристо-глинистых шламов в пульпе.

При отсутствии в руде известняка трудно флотируемые окисленные свинцовые минералы могут извлекаться флотацией жир-

ными кислотами или их мылами с добавками нейтральных масел непосредственно из руд или хвостов сульфидной флотации. Эффективность действия смеси собирателей при флотации возрастает при предварительном их эмульгировании с неионогенными эмульгаторами.

Несмотря на высокое извлечение свинца при флотации с оксигидрильными собирателями, она не нашла широкого промышленного применения из-за низкой селективности. Отделить свинцовые минералы от оксидов железа и карбонатов породы обычно очень трудно, поскольку жидкое стекло, применяемое для их депрессии, при расходах более 0,25 кг/т начинает депрессировать и окисленные свинцовые минералы.

Предложен технологический режим, обеспечивающий получение высококачественных монометаллических или коллективных окисленных концентратов даже при высоком содержании карбонатов и сульфатов пустой породы. Сущность предложенного способа [А. с. № 194685 (СССР). Способ флотационного обогащения окисленных руд цветных металлов/А. А. Абрамов, Л. И. Гроссман. Опубликовано в Б. И., 1967, № 9] заключается в том, что к окисленному концентрату, полученному жирнокислотной флотацией и загрязненному карбонатами и сульфатами пустой породы, добавляют сернистый натрий и соду, после чего без удаления жидкой фазы пульпы и отмывки реагентов и при поддержании концентрации сульфидных ионов не менее 0,5—1 мг/л проводят флотацию минералов пустой породы при депрессии полезных минералов (рис. 9.15).

Высококачественные окисленные концентраты получают за счет удаления в отвал 90—96 % карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов (типа серицита, хлорита) породы при незначительной потере в пенном продукте полезных компонентов.

Разработанная технология может быть использована при жирнокислотной флотации монометаллических свинцовых и медных руд, а также при получении окисленных свинцовых, медных и свинцово-медных концентратов из хвостов сульфидной флотации. Хорошая флотируемость карбонатов и сульфатов пустой породы при глубокой депрессии флотации окисленных минералов свинца, меди и цинка в разработанных условиях (см. рис. 9.15) обусловлена следующими обстоятельствами:

при высокой концентрации сульфидных ионов в жидкой фазе пульпы олеаты свинца и меди разрушаются, так как их растворимость гораздо больше, чем растворимость сульфидов названных металлов. Вследствие этого плотность сорбции собирателя на поверхности окисленных свинцовых и медных минералов резко понижается. Олеаты щелочноземельных металлов, наоборот, менее растворимы, чем их сульфиды, и даже при очень высокой концентрации сульфидных ионов в жидкой фазе пульпы плотность сорбции собирателя на поверхности карбонатов и сульфатов щелочноземельных металлов достаточно велика и составляет 1,5—2,5 условных монослоя;

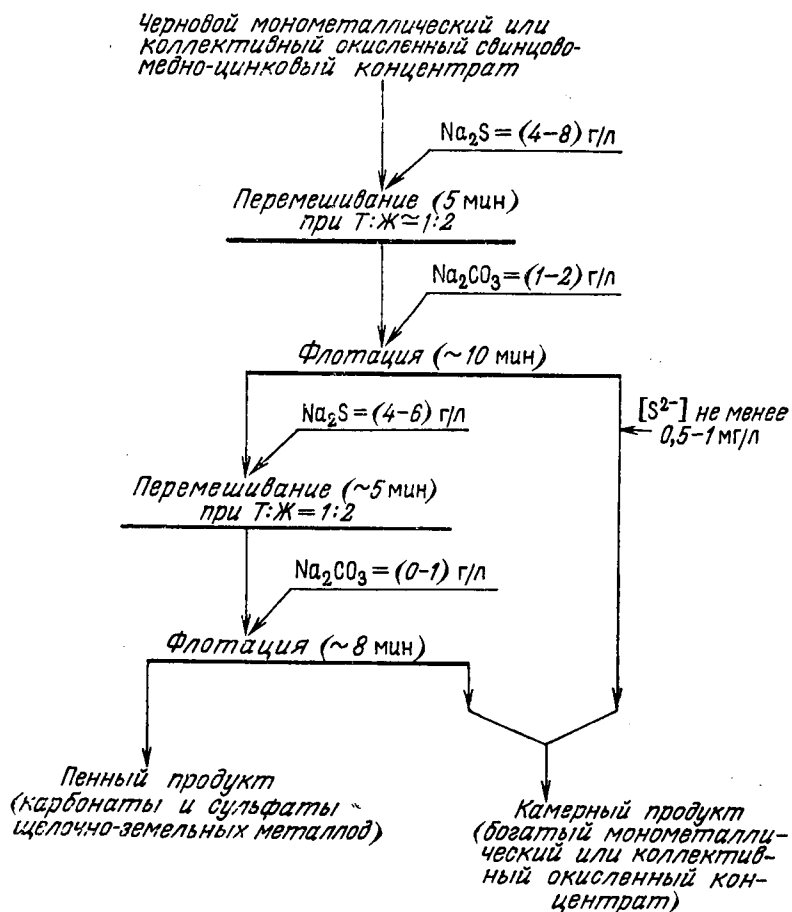


Рис. 9.15. Схема флотации карбонатов и сульфидов щелочноземельных металлов из монометаллического или коллективного окисленного свинцово-медно-цинкового концентрата, полученного жирнокислотной флотацией

при высокой концентрации сульфидных ионов в жидкой фазе пульпы оставшийся собиратель на поверхности окисленных минералов свинца, меди и цинка практически полностью представлен физически сорбированными молекулами олеиновой кислоты, тогда как сорбционный слой собирателя на поверхности карбонатов и сульфатов щелочноземельных металлов представлен не только физически сорбированными молекулами олеиновой кислоты, но и химически закрепившимся собирателем (олеатом металла), что и является причиной их эффективной флотации.

При наличии в руде трудно флотируемых окисленных свинцовых минералов сложного состава рекомендуют применять сочетание собирателей, вступающих во взаимодействие как с катионами свинца, так и с другими ионами кристаллической решетки, распо-

ложенными на вероятных плоскостях раскола этих минералов. Например, для флотации плюмбоярозита и бедантита, содержащих катионы Fe^{+3} на верхних уровнях вероятных плоскостей раскола, рекомендуется применять сочетание сульфгидрильного собирателя (ксантогената), собирателя, используемого при флотации окисленных железных руд (таллового, ветлужского масел, сульфидированных жирных кислот, сульфатного мыла и др.). Если в руде содержатся миметезит, пироморфит, ванадинит и другие окисленные свинцовые минералы, то рекомендуется применять сочетание ксантогената с олеиновой кислотой и добавками нейтральных или углеводородных масел, дизельной нефти и т. д. Подача сульфидизатора в пульпу в таких случаях не только желательна, но и обязательна.

Комбинированные схемы переработки. Комплексность использования сырья. Комбинированные схемы разработаны и рекомендованы для переработки руд, извлечение свинца из которых в кондиционные концентраты известными методами обогащения практически невозможно. К таким рудам относят в первую очередь окисленные руды с плохо раскристаллизованными англезитом и церусситом в массе лимонита или когда свинец в них представлен тесно связанными с гидроксидами железа или марганца минералами типа пироморфита, миметезита, плюмбоярозита, бедантита, биверита.

В зависимости от особенностей вещественного состава таких руд схема их переработки включает операции гидро- или пирометаллургии в сочетании с операциями флотационного или гравитационного обогащения.

Ю. И. Еропкин предложил, например, комбинированную схему обогащения труднофлотируемых окисленных медно-свинцовых руд с применением сернокислотного выщелачивания и флотации. Свободная медь и значительная часть связанной меди при выщелачивании переходят в раствор, а труднофлотируемые свинцовые минералы (плюмбоярозит, охры) в результате химических превращений — в сульфат свинца, который сравнительно легко поддается сульфидизации и флотации с ксантогенатом. Медь из раствора может быть осаждена, например, цементацией. Применение такой схемы позволило по сравнению с флотационной не только значительно повысить извлечение свинца и меди из руды, но и обеспечить четкое их разделение.

Пирофлотационный способ переработки труднообогатимых окисленных свинцово-серебряных руд, предложенный А. З. Ахмедовым и Н. Г. Клименко, включает предварительный сульфидизирующий обжиг руды и последующую флотацию огарка. Данный метод позволяет извлечь из практически необогатимого сырья, содержащего плюмбоярозит, бедантит, ланаркит, аргентоярозит, в кондиционный концентрат основные его полезные составляющие.

Патенты фирмы «Минерал сепарейшин» (США) свидетельствуют о возможности переработки окисленных свинцовых руд методом сегрегации с последующим извлечением до 85 % свинца

гравитационным методом. На примере руд одного из конголезских месторождений показана также возможность переработки методом сегрегации упорных медно-свинцовых руд.

Для весьма труднобогатых руд предложены также гидро- и пирометаллургические схемы их переработки:

схема, предусматривающая выщелачивание руды в концентрированном растворе хлористого натрия (250 г/л), подкисленном серной кислотой, без предварительного обжига;

схема, предусматривающая предварительную термическую обработку руды в течение 1 ч при 600—700 °С, с целью вскрытия свинцовых минералов (образования микротрещин) и разложения бедантита, плюмбозита и биверита с образованием оксидов железа, алюминия, а также простого сульфата и оксидов свинца, хорошо растворимых при выщелачивании огарка в течение 1 ч 25 %-ным раствором NaCl при $T:Ж=1:8$ и температуре 95 °С;

схема, предусматривающая хлорирующий обжиг руды с последующей возгонкой хлоридов свинца при 900 °С. Хорошие результаты по извлечению свинца в виде возгонов (90—95 %) получены также в условиях агломерации с добавками угля (20 %) и NaCl (6—10 %);

схема, предусматривающая возгонку в трубчатых печах или во фьюминговой печи совместно со свинецсодержащими шлаками (в соотношении 1:1). Процесс обеспечивает высокое извлечение свинца, цинка, кадмия, мышьяка; однако золото и серебро при этом теряются в клинкере.

Повышение комплексности использования окисленных и смешанных свинцовых и свинцово-медных руд достигается попутным извлечением или доизвлечением при их переработке пирита, барита, флюорита, золота, серебра и некоторых других металлов и элементов в виде отдельных продуктов или в составе основных концентратов.

Широкое распространение получает извлечение барита из хвостов свинцовой флотации, в которых он находится обычно в виде свободных зерен и не требует для своего раскрытия дополнительного измельчения. Реагенты, используемые в циклах флотации сульфидов и сульфидизированных окисленных минералов свинца и меди, не оказывают вредного влияния на флотацию барита. Щелочность пульпы, определяемая оптимальными условиями флотации в предыдущих циклах, близка к оптимальной и для флотации барита (рН 9—10). В качестве собирателя обычно используют эмульсию из алкилсульфата и неполярного масла при подогреве пульпы в холодное время года до 20—23 °С. При более низкой температуре пульпы даже существенное увеличение расхода собирателей не компенсирует уменьшения извлечения барита. Вредное влияние шламов устраняется обычно предварительным обесшламливанием питания баритовой флотации.

Повышение качества баритовых концентратов на фабриках достигается более полным удалением пирита перед баритовой

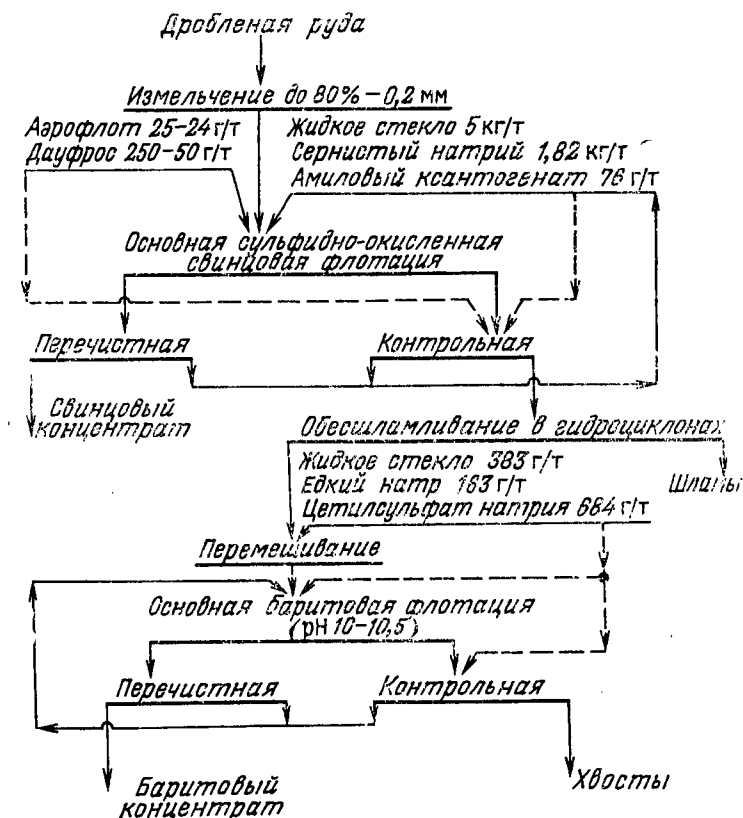


Рис. 9.16. Технологическая схема обогащения смешанных свинцово-серебряно-баритовых руд на фабрике «Сан-Джованни»

флотацией путем его дофлотации из обесшламленных хвостов свинцовой или свинцово-медной флотации, а также перечисткой баритового концентрата в кислой среде в целях депрессии силикатных минералов породы.

Флотационные баритовые концентраты, применяющиеся в качестве утяжелителей, подвергают обесшламливанию и последующей обработке с целью гидрофилизации поверхностно-активными веществами или обжигом.

При переработке серебросодержащих свинцово-баритовых руд на второй фабрике «Сан-Джованни» (рис. 9.16) используют короткий цикл сульфидно-окисленной флотации свинцовых и серебряных минералов. Концентрат подвергают только одной перечистке, поскольку дальнейшее повышение его качества приводит к потере извлечения серебра (до 30 %). Барит флотируют при pH 10–10,5, создаваемом едким натром, и содержании твердого в пульпе 35 % после предварительного удаления солей и шламов в гидроциклонах. Используемый в качестве собирателя

цетилсульфат натрия обладает хорошей селективностью. После одной перемешки в концентрат, содержащий 97—98 % BaSO_4 , из руды с содержанием 15—20 % BaSO_4 извлекается около 85 % BaSO_4 .

Свинцово-флюорито-баритовые руды на фабрике «Кавендиш Милл» перерабатывают по комбинированной гравитационно-флотационной схеме.

Гравитационный цикл включает дезинтеграцию и промывку сульфидной руды в скруббере, глинистой — в логушере, удаление шламов (—40 мкм) и разделение крупного класса (—50+9 мм) в трехпродуктовом тяжелосреднем барабанном сепараторе Вемко с получением в виде легкой фракции (плотность δ более 2800 кг/м³) — щебня для строительной промышленности, в качестве промежуточной фракции ($2800 < \delta < 3150$ кг/м³) — кускового флюоритового концентрата для металлургического передела и тяжелой фракции ($\delta > 3150$ кг/м³), направляемой на флотацию после дробления ее в молотковых дробилках и измельчения в шаровых мельницах до крупности 50 % — 0,074 мм.

В результате прямой селективной флотации получают высококачественные сульфидный и окисленный свинцовые концентраты, содержащие 70—75 % свинца при извлечении его около 70 %; флюоритовый концентрат с содержанием в нем более 97 % флюорита при извлечении 90—93 % и баритовый концентрат, содержащий 94—96 % барита при извлечении 60—65 %.

Высокая селективность флотационного процесса достигается, несмотря на применение в процессе флотации различных типов сильных собирателей (амилового ксантогената в циклах сульфидной и окисленной свинцовой флотации, эмульсии олеиновой кислоты — в процессе флюоритовой флотации и олеилсульфата натрия — лиссапол-Д — при флотационном извлечении барита), за счет применения во флотационном переделе чистой воды и селективных органических депрессоров (квебрахо и декстрина) в операциях баритовой и флюоритовой флотации.

§ 9.4. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

Выбор схемы и режима обогащения свинцово-цинковых руд определяется их текстурными и структурными особенностями, степенью окисления, содержанием сульфидных и окисленных минералов свинца, цинка и железа, характером их взаимосвязи и ассоциации с минералами породы, содержанием и природой шламов и растворимых солей.

Схемы обогащения. При крупной вкрапленности минералов свинца и цинка или благоприятной текстуре руд в начале процесса в качестве обязательных используют сортировку (рис. 9.17), предконцентрацию в тяжелых суспензиях (рис. 9.18), отсадку или их комбинацию. Это позволяет получить («Галетти», «Сортори», «Мамели», «Межице», «Ожел Бялый», «Олькут» и др.) не только

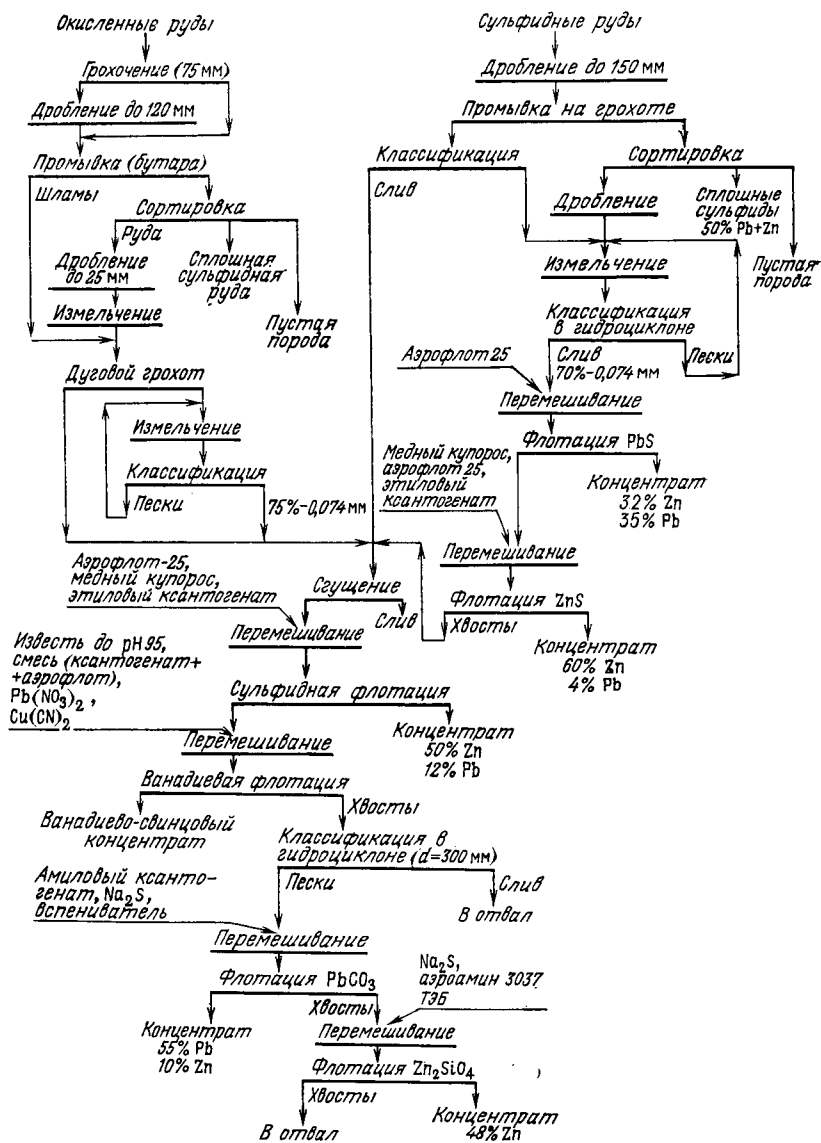


Рис. 9.17. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Берг Анкас»

экономический, но и технологический эффект за счет предварительного удаления солей и шламов и более эффективной переработки их в отдельном цикле, удаления значительной части породы (до 57 %) в качестве товарного продукта, стабилизации последующих процессов обогащения тяжелых фракций при сокращении фронта флотации, снижении расхода реагентов, повышении качества концентратов и извлечения металлов.

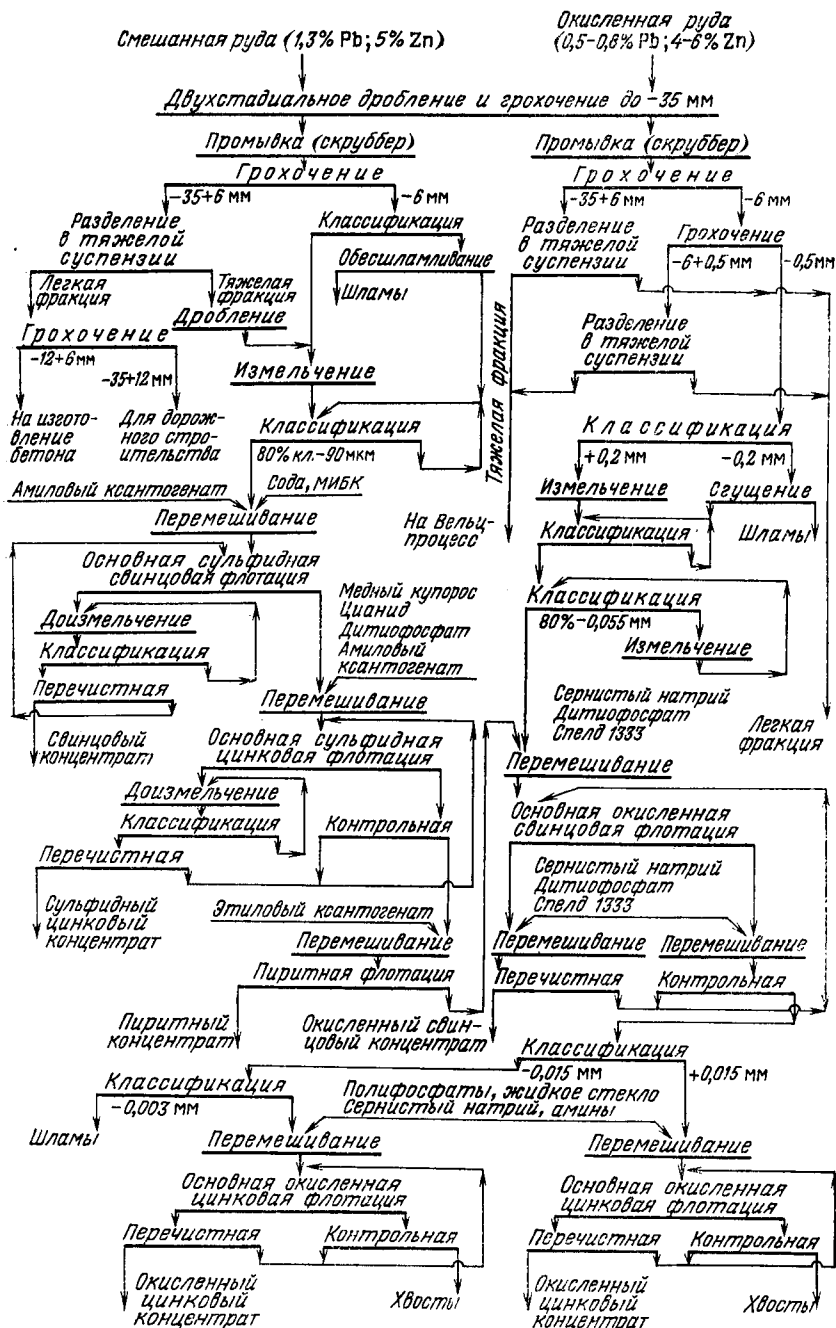


Рис. 9.18. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Сартори»

Например, сравнительно крупная вкрапленность свинцовых минералов и благоприятная текстура руд позволили осуществить на фабрике «Межице» предконцентрацию смешанных свинцово-цинковых руд в тяжелых суспензиях с выделением около 57 % (от руды) продукта с отвальным содержанием в нем металлов. При обогащении дробленной до 10 мм тяжелой фракции в отсадочных машинах получают высококачественный свинцовый концентрат, содержащий около 77 % свинца при извлечении его 38—40 % от руды, что составляет примерно половину общего извлечения свинца на фабрике (86—88 %).

Разделение в тяжелых суспензиях крупных классов руды (от —35 до +2,5 мм) производят, как правило, в барабанных сепараторах («Межице», «Олькуш», «Сартори» и др.); мелких классов руды (от —10 до +0,5 мм) — в гидроциклонах («Сартори» и др.). Расход ферросилиция при этом изменяется в широких пределах. Он резко увеличивается с возрастанием пористости перерабатываемых руд и может быть очень большим при разделении некоторых смешанных и особенно окисленных руд.

Если цинк в руде представлен в основном магнитным минералом — франклинитом, то его извлекают магнитной сепарацией, как, например, на фабрике «Франклин» (рис. 9.19), перерабатывающей окисленную цинковую руду, состоящую из 40 % франклинита, 23 % виллемита, 1 % цинкита и 36 % силикатов и карбонатов породы. Для извлечения франклинита и еще менее магнитных силикатных минералов на фабрике установлены магнитные сепараторы высокой интенсивности и оборудование для отсадки и концентрации на столах для выделения кальцитовый породы и получения виллемито-цинковых концентратов.

Самоизмельчение руд и рудногалеchnое измельчение, за исключением свинцово-цинковых фабрик «Вассбо» и «Сан-Салви», практически не применяются.

Высокая степень раскрытия минералов из сростков с одновременным предотвращением их переизмельчения достигается стадийным измельчением и флотацией.

Целесообразность раздельной переработки сульфидных, окисленных и смешанных руд (рис. 9.17, 9.18, 9.20) обусловлена возможностью:

- применить специальные схемы для каждого типа руды и тем самым учесть специфические особенности их вещественного состава;

- сократить расход реагентов, например, за счет исключения циклов селективной флотации сульфидов при обогащении окисленных руд;

- избежать значительных потерь металлов, обусловленных переизмельчением мягких и хрупких окисленных минералов более твердыми сульфидами, например, железа;

- уменьшить вредное влияние шламов и растворимых солей на селективную флотацию сульфидных минералов. По этим причинам практически на всех зарубежных фабриках осуществляют

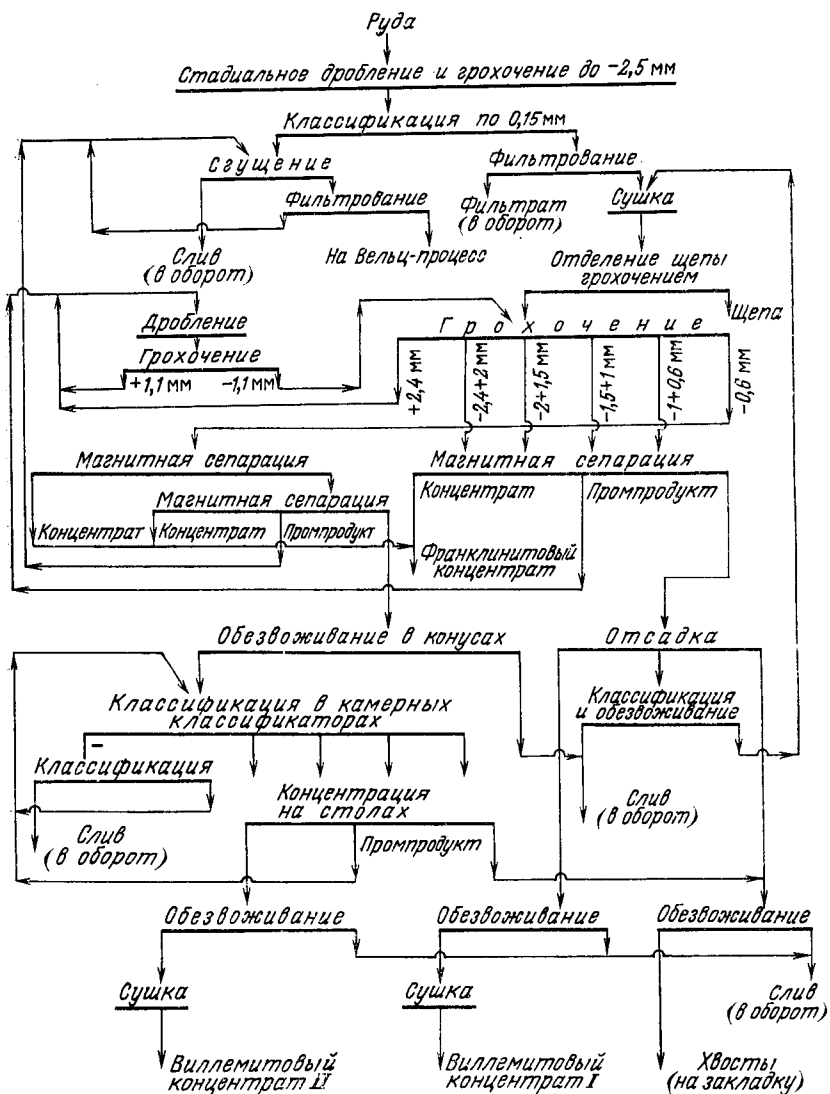


Рис. 9.19. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Франклин»

только раздельную переработку сульфидных, окисленных и смешанных руд (на отдельных секциях).

При значительном содержании в рудах охристо-глинистых первичных шламов и растворимых солей технологически целесообразно их удалять промывкой крупнодробленой руды. Промывку осуществляют на грохоте («Галетти»), в бутаре [«Берг Анкас» (см. рис. 9.17)], логушере [«Буггеру» (см. рис. 9.20)], скруббере с последующим грохочением [«Сартори» (см. рис. 9.18)].

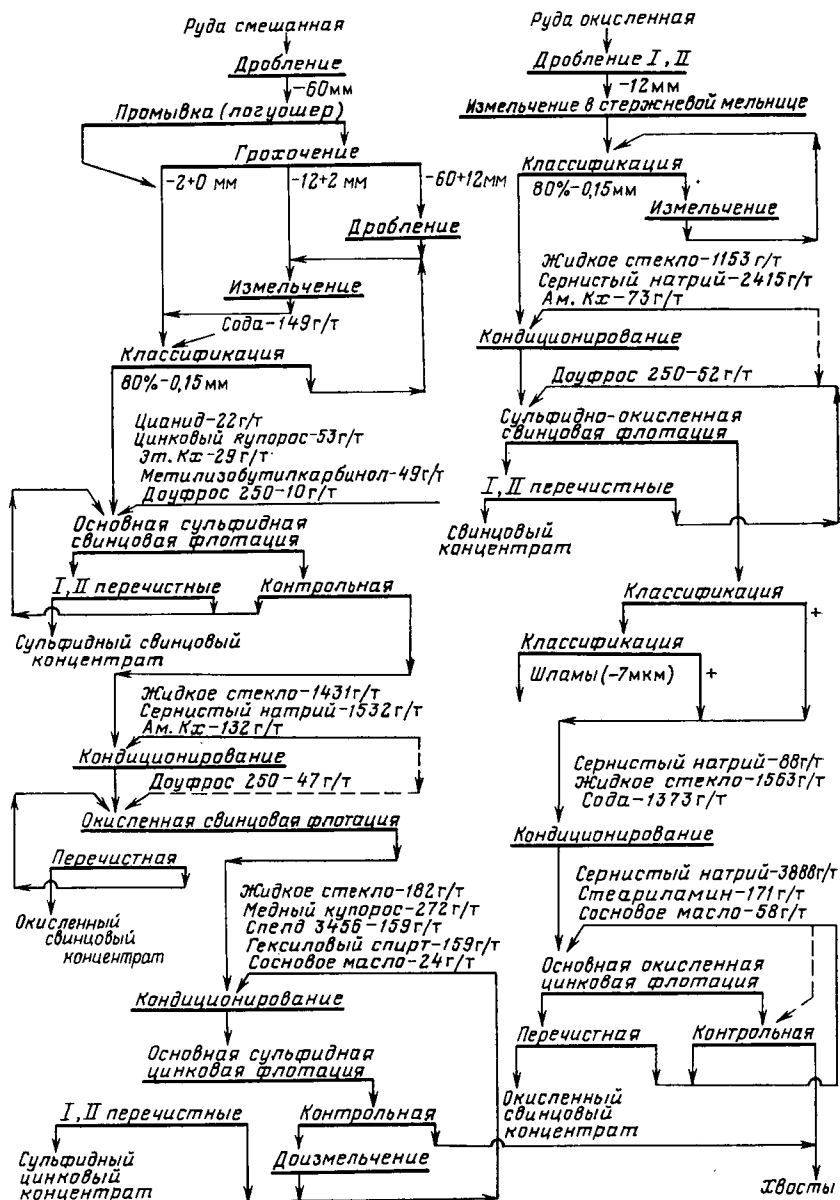


Рис. 9.20. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Буггеру»

Промывка улучшает селекцию имеющихся в руде сульфидов, обеспечивает более активную флотацию окисленных минералов свинца и цинка и позволяет существенно сократить расход реагентов. Включение промывки в схему особенно целесообразно

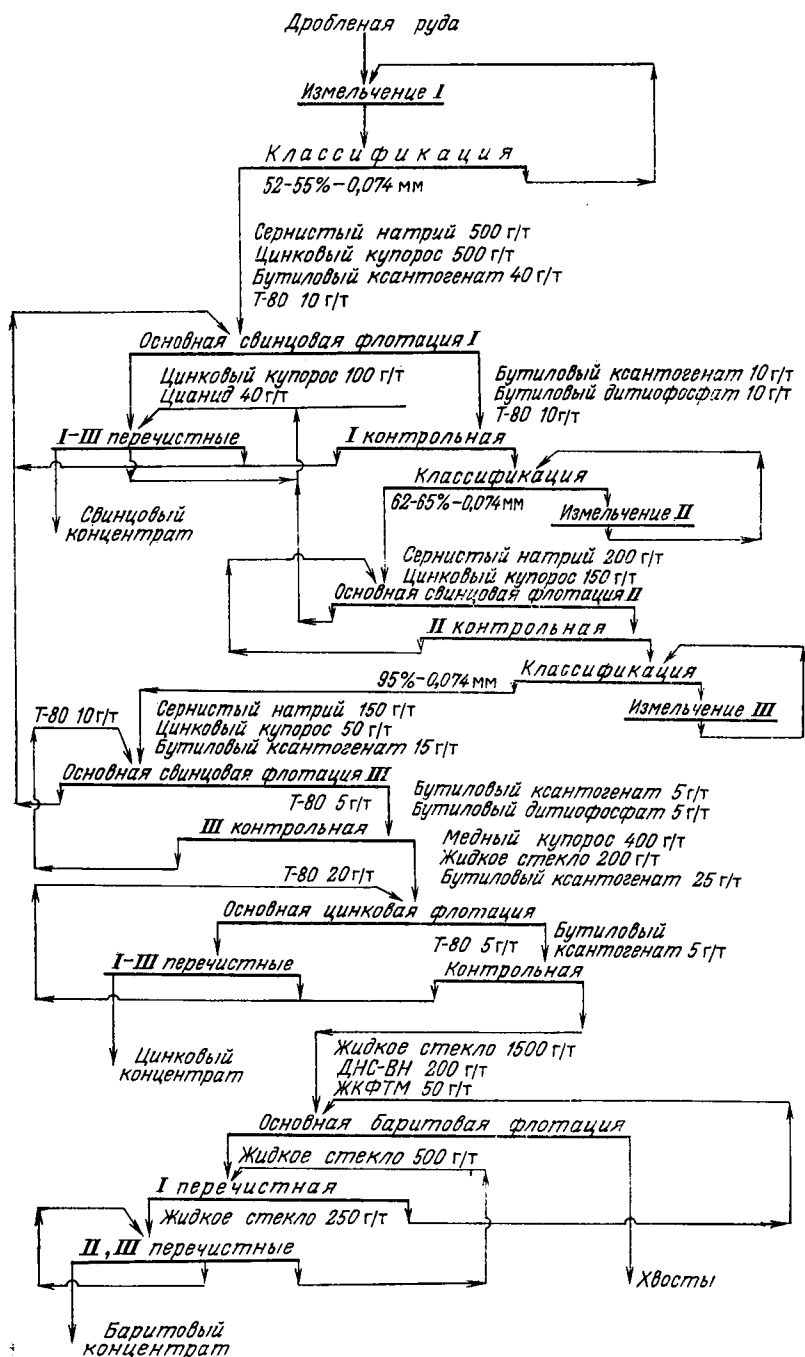


Рис. 9.21. Технологическая схема обогащения руд на Миргалымсайской фабрике

в тех случаях, когда свинец и цинк, теряемые со шламами, представлены плохо раскристаллизованными минеральными формами и практически не извлекаются при использовании существующих методов механического обогащения, и совершенно необходимо, когда первичные шламы содержат соединения марганца, вызывающие резкое увеличение (в несколько раз) расхода сульфидизатора. В связи с высоким содержанием охристо-глинистой массы (до 30—35 %) в некоторых рудах для получения удовлетворительных результатов флотации требуются специальные меры по диспергированию и удалению шламов из мелкодробленного материала («Монт-Агруксо»).

Удаление тонких глинистых шламов и растворимых солей не только перед свинцовой, но и перед окисленной цинковой флотацией — практически обязательная операция при флотации сильно железистых глинистых руд. Для обесшламливания измельченного материала по —0,007 мм («Галетти», «Буггеру», «Сан-Джованни») или по —0,002 мм («Сартори») используют двухступенчатую классификацию в гидроциклонах малого размера (менее 30 мм), футерованных пластиком (типа «Адипрен») и работающих при высоком давлении (до 1,2 МПа).

Для фабрик, перерабатывающих сульфидные свинцово-цинковые руды, базовой является схема прямой селективной флотации (рис. 9.21). По ней сравнительно легко обогащаются после измельчения до 80—90 % —0,074 мм свинцово-цинковые руды стратиморфных и скарновых месторождений, а также жильные руды.

Схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата (рис. 9.22) целесообразна только для обогащения руд, особенно вкрапленных, характеризующихся крупным включением сульфидов в породе и тонким взаимопроращением их между собой.

Выбор схемы флотации окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд зависит от соотношения и характера сульфидных и окисленных минералов свинца и цинка, наличия в рудах сульфидов железа.

При незначительном содержании сульфидных минералов железа вначале обычно флотируют минералы свинца, а затем сульфидные и окисленные минералы цинка. Окисленные минералы свинца при этом целесообразно флотировать с галенитом, если они представлены в основном церусситом и содержание их в руде незначительно, как, например, на фабриках «Галетти», «Сан-Джованни», «Мацуа». В иных случаях, например, на фабрике «Буггеру» (см. рис. 9.20) при переработке смешанных руд с сопоставимым содержанием сульфидных и окисленных минералов свинца или на нерчинских фабриках, перерабатывающих руды, окисленные минералы свинца в которых представлены в основном арсенатами, отдельная флотация сульфидов и оксидов свинца обеспечивает более высокое извлечение свинца (на 3—8 %) при сохранении или улучшении качества концентратов.

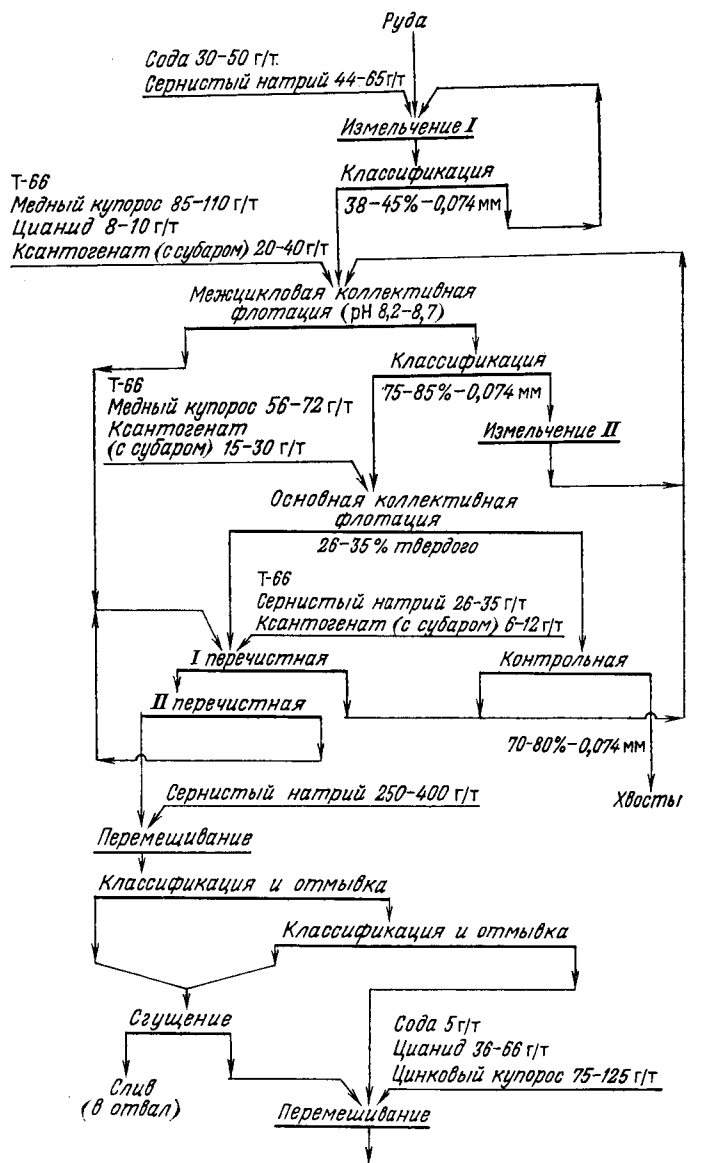
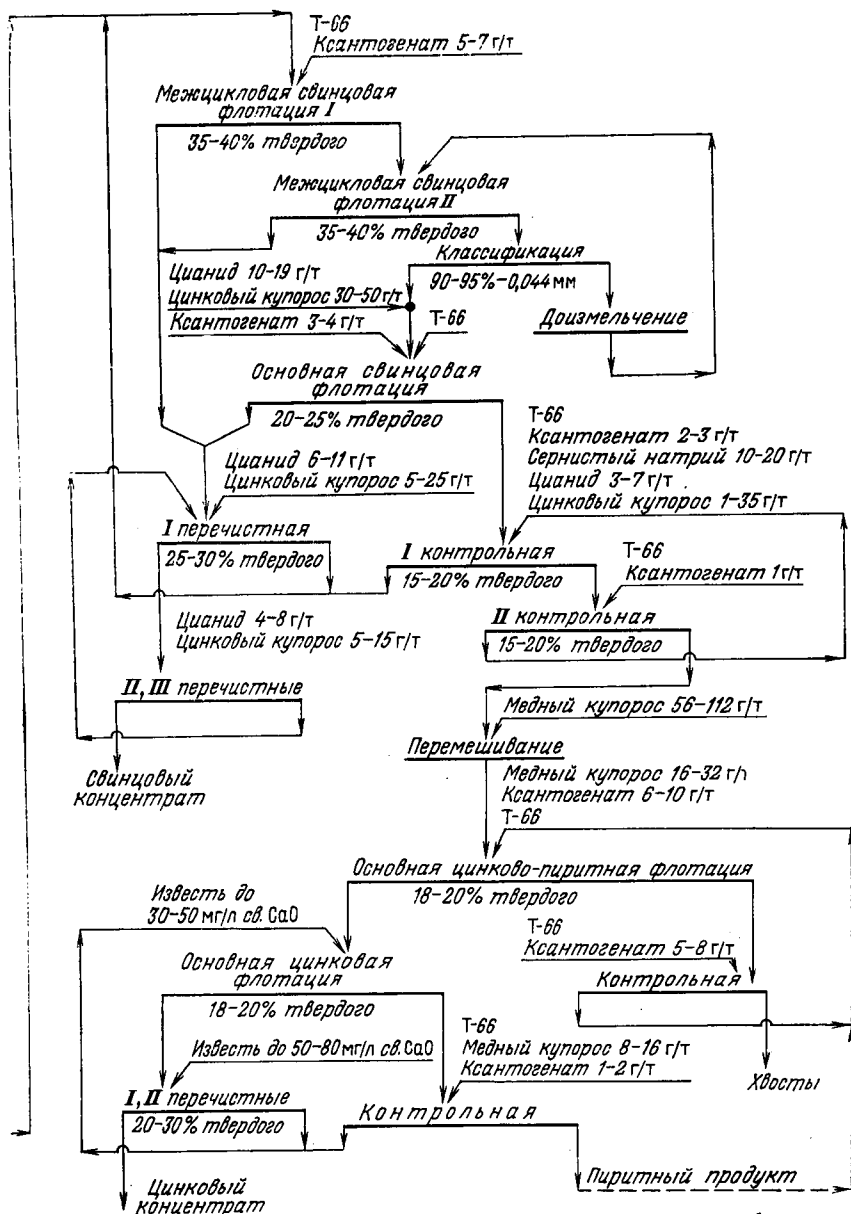


Рис. 9.22. Технологическая схема обогащения руд на Алмалыкской свинцово-цинковой фабрике

Недостатки схемы последовательного извлечения минералов свинца, а затем цинка — депрессирующее действие сернистого натрия на сфалерит, а также отрицательное влияние имеющегося обычно флотационноактивного пирита и сопутствующего ему марказита на процесс сульфидизации и флотации церуссита. Депрес-



сирующее действие сульфидизатора на последующую флотацию сульфидов цинка можно избежать, если проводить совместную флотацию сульфидных и окисленных минералов цинка с катионным собирателем по методу Рея, как, например, на фабрике «Мацуа». Однако это не всегда возможно, во-первых, из-за довольно существенного снижения содержания цинка в концентрате,

обусловленного значительно меньшим содержанием его в окисленных цинковых минералах, по сравнению с сульфидными. Во-вторых, даже невысокое содержание сульфидов железа приводит к еще более резкому ухудшению качества цинковых концентратов.

При высоком содержании пирита и марказита в рудах более предпочтительна схема последовательного извлечения сульфидов свинца, цинка, железа, окисленных минералов свинца и, наконец, цинка [«Сартори» (см. рис. 9.18), «Монт Агруксо», «Мамели» и др.]. Недостатки такой схемы — значительные потери сфалерита и церуссита, особенно с пиритным концентратом; ухудшение флотации окисленных минералов свинца в результате подачи медного купороса в цикл флотации сульфидов цинка; загрязнение окисленного свинцового концентрата сульфидами железа.

Для повышения извлечения сульфидов цинка и церуссита в одноименные концентраты на фабрике «Монт-Агруксо» введен цикл предварительной коллективной флотации сульфидов цинка и железа с последующим их разделением; на фабрике «Олькуш» — цикл коллективной флотации сульфидов свинца и железа с последующей сульфидной цинковой флотацией и разделением коллективного свинцово-пиритного концентрата. Повышение эффективности флотации окисленных минералов свинца и цинка достигается обычно обесшламливанием хвостов сульфидной флотации и удалением вместе со шламами вредных солей щелочноземельных и тяжелых цветных металлов.

Для подавляющего большинства свинцово-цинковых руд схема стадийной флотации (см. рис. 9.21) более эффективна по сравнению с одностадийной. Переход на двухстадийную схему измельчения и флотации, например, на нерчинских фабриках обеспечил повышение извлечения свинца на 5—6 %, цинка — на 2—3 % при улучшении качества концентратов. Оптимальная крупность измельчения руд в I стадии составляет обычно 40—45 % — 0,074 мм, во II — 68—75 % — 0,074 мм для сульфидных и смешанных и 90—95 % — 0,074 мм — для окисленных руд. Существенное значение при этом имеет распределение реагентов по стадиям; максимальный технологический эффект достигается при подаче в I стадию примерно 70 % реагентов.

Эффективность технологии может быть повышена осуществлением схем измельчения с межцикловой флотацией, позволяющих существенно уменьшить ошламование минералов свинца и цинка («Мамели» и др.). Использование на Алмалыкской фабрике схемы (см. рис. 9.22), основанной на совместной межцикловой флотации сливов классификаторов I стадии и разгрузки мельницы II стадии измельчения с возвращением крупнозернистой части хвостов флотации в ту же мельницу, позволило (за счет уменьшения ошламования) повысить извлечение свинца на 1,1 %, цинка — на 3 %.

Повышению технологических показателей обогащения способствует также в ряде случаев доизмельчение промпродуктов суль-

фидной и окисленной флотации в отдельном цикле (например, на нерчинских и других фабриках). Для повышения качества сульфидных свинцовых и цинковых концентратов производится их доизмельчение («Сартори» и др.) и перефлотация.

Эффективное раскрытие сростков извлекаемых минералов с минералами породы достигается не всегда. Например, при переработке сильно железистых руд в большинстве случаев даже очень высокая степень их измельчения не может обеспечить удовлетворительного раскрытия сростков минералов свинца и цинка с гидроксидами железа. Получаемые при флотации таких руд промежуточные продукты обычно на 50—70 % состоят из материала мельче 0,001 мм, в котором 96—97 % извлекаемых минералов тесно связано с гидроксидами железа. Учитывая, что содержание свинца и цинка в них близко к содержанию в исходной руде, промпродукты свинцового и цинкового циклов целесообразно направлять в операцию предварительного обесшламливания.

По результатам исследований на фабрике «Сартори» для флотационных машин, наиболее пригодных для флотации окисленных минералов свинца и цинка, характерны большой поток пульпы через импеллер и интенсивное взаимодействие ее с воздухом в зоне импеллера независимо от режима подачи воздуха. На фабрике «Сан-Джовани» наиболее эффективными оказались машины механического типа с ротором турбинного типа, обеспечивающего интенсивное засасывание воздуха и перемешивание пульпы. На фабрике «Буггеру» основные операции флотации проводят во флотационных машинах механического типа («Денвер»), а перечистки концентратов — во флотационных машинах пневматического типа («Аджитейр»). Работами, проведенными на фабрике «Межиче», показана промышленная эффективность флотационных машин КАПИ (патент СФРЮ), обеспечивающих интенсивную аэрацию пульпы тонкодиспергированным воздухом при флотации сульфидизированных свинцовых минералов. Применение их на фабрике позволило повысить извлечение окисленного свинца (на 8,4 %) при существенном сокращении фронта флотации и расхода электроэнергии.

Режимы флотации и разделения сульфидных минералов. Селективную флотацию сульфидных минералов свинца из сульфидных и смешанных свинцово-цинковых руд и коллективных концентратов проводят обычно [например, на фабриках Алмалыкская (см. рис. 9.22), «Буггеру» (см. рис. 9.20), «Мамели», Миргалымсайская (см. рис. 9.21), «Монт-Агруксо» и др.] с применением в качестве депрессоров сульфидов цинка и железа цианида (2—100 г/т) и цинкового купороса (30—70 г/т) в режиме Шеридана—Гриссвольда. При наличии в рудах сфалерита и пирита с низкой флотационной активностью иногда бывает достаточно ввести в процесс немного цианида, извести и флотировать свинцовые минералы при низком расходе слабых собирателей. Подавление флотации сульфидов цинка, обладающих естественной фло-

тируемостью, при селективной флотации свинцово-цинковых руд может быть достигнуто (по данным Д. Драшкича, М. Манойлович-Гифинг и Я. Павлика) применением смеси цианида с железным купоросом.

В большинстве случаев свинцовую флотацию ведут в слабощелочной (оптимальной для депрессии сульфидов цинка и железа цианидами) среде (рН 7—9), создаваемой обычно загрузкой соды — 100—300 г/т и реже извести, чтобы исключить некоторое подавление флотации особенно окисленного с поверхности галенита. Сода, подаваемая в измельчение, эффективнее извести, так как она способствует предотвращению активации сульфидных цинковых минералов солями свинца. Чаше цинковый купорос и цианид подают непосредственно в основную свинцовую флотацию. Повышенный расход цинкового купороса может вызвать понижение флотиремости сульфидов свинца. Дробная дозировка реагента в таких случаях позволяет улучшить показатели селективной флотации, повысить качество концентрата и извлечение в него свинца. Этому же способствуют доизмельчение промежуточных, межцикловая свинцовая флотация руды совместно с разгрузкой мельницы, доизмельчающей песковую часть хвостов межцикловой флотации (см. рис. 9.22), а также небольшие добавки сульфидизатора в измельчение или основную флотацию. Помимо улучшения флотации окисленного с поверхности галенита, сульфидизатор усиливает депрессию сульфидов цинка за счет образования в объеме пульпы коллоидного сульфида цинка, который, взаимодействуя с ионами свинца и меди, резко понижает их концентрацию в пульпе и тем самым предотвращает активацию цинковой обманки. Если его подают в мельницы, то применяют сильный собиратель (амиловый, гексировый ксантогенаты или их смесь), если же во флотационные машины, то более слабый собиратель (дитиофосфаты, этиловый, бутиловый ксантогенаты или их смесь). Загрузка собирателя в мельницу («Монт-Агруксо» и др.) способствует активации флотиремости галенита и ухудшает флотиремость сфалерита, связывая активирующие сфалерит ионы свинца и меди в виде нерастворимых соединений. При высокой концентрации в пульпе растворимых солей цинка, железа и магния рекомендуются (М. Т. Баймахановым и др.) добавки смеси сульфата аммония с жидким стеклом.

Условия режима Шеридана—Гриссвольда не влияют на зависимость $[Kx^-] = f(pH)$ при флотации сульфидов свинца (см. рис. 9.2). Максимальное извлечение свинца на обогатительных фабриках достигается при значениях $[Kx^-]$, равных или близких к расчетным, независимо от вещественного состава и генезиса перерабатываемых руд, а также технологических особенностей промышленных процессов на разных обогатительных фабриках (рис. 9.23, а).

Превышение имеющейся концентрации ксантогената над необходимой не приводит к заметному повышению извлечения металлов, а в некоторых случаях наблюдается даже снижение извлече-

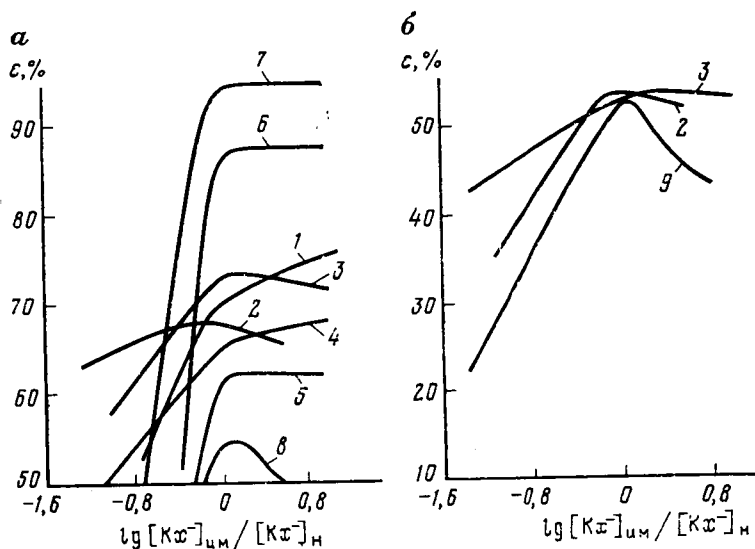


Рис. 9.23. Влияние избытка и недостатка ксантогената в пульпе на извлечение свинца (а) и цинка (б) на разных обогатительных фабриках (1—9)

ния свинца (см. рис. 9.23, а, кривые 2, 8), что свидетельствует о возможности и целесообразности снижения расхода ксантогената в промышленных условиях до необходимого.

Недостаточная концентрация ксантогената приводит к резкому возрастанию потерь металлов с хвостами флотации (см. рис. 9.23, а) и значительным колебаниям технологических показателей флотации.

Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования расхода ксантогената и реагентов-депрессоров в режиме Шеридана—Гриссвольда показана на рис. 9.12, г.

Применение средств автоматизации для регулирования расхода ксантогената в соответствии с полученной зависимостью $[Kx^-] = f(pH)$ для сульфидов свинца (см. рис. 9.2), а цианида и цинкового купороса — в соответствии с уравнением (9.6) при значении постоянного члена в нем $+24,8$ позволит не только существенно понизить общий расход реагентов, но и улучшить условия последующей селективной флотации.

Для руд, отличающихся основным характером породы и отсутствием сульфидов железа, разделение минералов свинца и цинка затруднено. Неудовлетворительная депрессия сфалерита наблюдается, например, при переработке некоторых свинцово-цинковых руд месторождений Казахстана и Приморского края. Такие руды характеризуются, как правило, основностью и разрушенностью породы, высоким содержанием растворимых солей и шламов. Содержание свинца в них составляет 2—6 %, цинка 3—12 % при степени окисления обоих металлов 35—60 %.

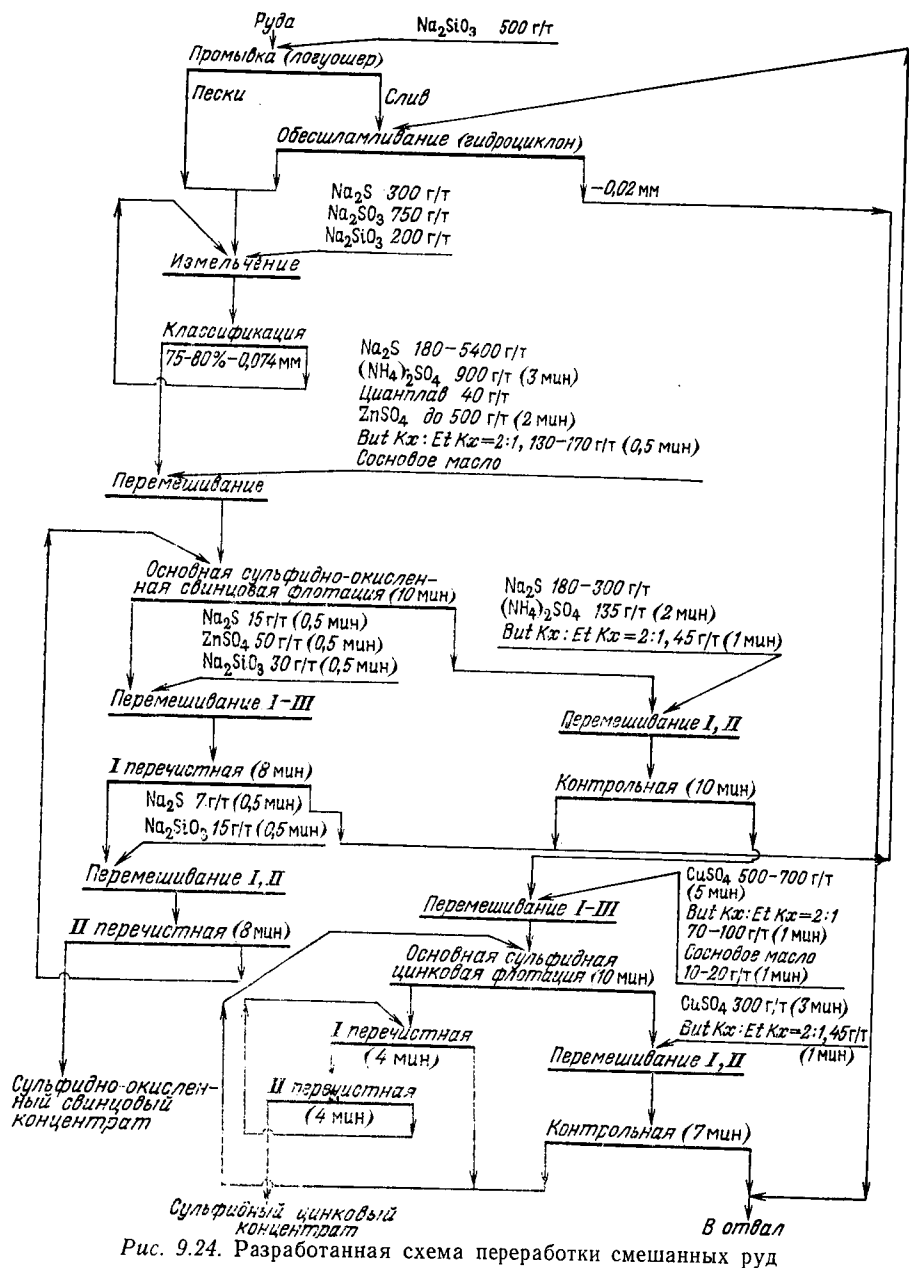


Рис. 9.24. Разработанная схема переработки смешанных руд

Применение цианида и цинкового купороса в этом случае, как правило, не обеспечивает достаточной селективности и в конце свинцовой флотации отмечается активная флотация сфалерита. Увеличение расхода цианида почти не влияет на результаты се-

ллективной флотации, и получить в промышленных условиях свинцовые концентраты, содержащие менее 12 % цинка, практически не удастся. Причину резкого ухудшения депрессии флотации сфалерита видят в активации его солями свинца (М. Рей, В. Форманек и др.) или кальция (Ф. Штольце и др.), концентрация которых в жидкой фазе сульфидно-окисленных свинцово-цинковых руд обычно достаточно велика.

Установлено, что наиболее устойчивая депрессия сульфидов цинка в таких случаях достигается при совместной подаче в измельчение или во флотацию сернистого натрия с сульфитом натрия. Такая комбинация реагентов оказалась особенно эффективной при проведении совместной флотации сульфидов и оксидов свинца (рис. 9.24), так как в этом случае удается совместить функции сернистого натрия как депрессора сфалерита и как сульфидизатора окисленных свинцовых минералов. Кроме того, сульфит натрия значительно улучшает флотацию сульфидизированных свинцовых минералов. Все это позволяет значительно повысить извлечение свинца в концентрат и качество концентрата.

Следует отметить, что при обогащении руд с высоким содержанием растворимых солей (особенно солей кальция) в свинцовую сульфидно-окисленную флотацию целесообразно дополнительно подавать сульфат аммония (300—500 г/т). Наряду с улучшением условий сульфидизации окисленных свинцовых минералов сульфат аммония способствует депрессии сульфидов цинка.

Для автоматического контроля и регулирования расходов сернистого натрия в измельчение и ксантогената во флотацию может быть использована система, принципиальная схема которой показана на рис. 9.25, а. В качестве задания функциональному блоку 14 используется зависимость $[Kx^-] = f(pH)$ для галенита (см. рис. 9.2), а в качестве задания системе автоматического контроля и регулирования расхода сернистого натрия в цикл измельче-

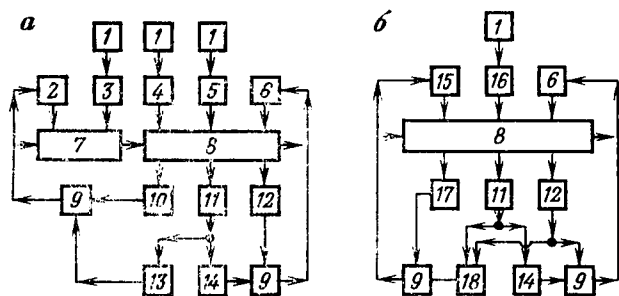


Рис. 9.25. Принципиальные схемы систем автоматического контроля и регулирования расхода реагентов в циклах свинцовой (а) и цинковой (б) флотаций:

1 — задатчик; 2 — дозатор сернистого натрия; 3 — дозатор сульфита натрия; 4 — дозатор цинкового купороса; 5 — дозатор сульфата аммония; 6 — дозатор ксантогената; 7 — измельчение; 8 — флотация; 9 — регуляторы; 10 — датчик концентрации сульфидных ионов; 11 — датчик pH; 12 — датчик концентрации ксантогенатных ионов; 13 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[S^{2-}] = f(pH)$; 14 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $[Kx^-] = f(pH)$; 15 — дозатор извести; 16 — регулятор температуры; 17 — датчик концентрации ионов кальция (C_{Ca}); 18 — функциональный блок, вырабатывающий зависимость $C_{Ca} = f(pH, [Kx^-])$

ния — расчетное уравнение (9.2) критической $[S^{2-}]$ для этого же минерала. При этом концентрация S^{2-} -ионов в цикле измельчения будет существенно выше критической $[S^{2-}]$ в пульпе, поступающей на флотацию, и не меньше необходимой для предотвращения активации сульфидов цинка солями свинца и меди, рассчитанной по уравнению (8.6).

Сульфат натрия можно дозировать или пропорционально расходу сернистого натрия в измельчение, или принять расход его (как и расход сульфата аммония при переработке смешанных руд) постоянным (200—500 г/т).

К достоинствам разработанного режима депрессии сульфидов цинка относится следующее:

- подавленные сульфиды цинка легко активируются небольшими дозами медного купороса или кремнефтористого натрия и хорошо флотируются в качественный цинковый концентрат;

- имеющиеся в руде минералы меди не депрессируются и практически полностью переходят в свинцовый концентрат, что позволяет использовать разработанный бесцианидный режим при переработке полиметаллических руд по коллективно-селективной схеме для получения свинцово-медного концентрата;

- исключение цинкового купороса или резкое сокращение его расхода в свинцовой флотации может значительно облегчить последующее извлечение из хвостов флотации цинковых минералов катионными реагентами по методу Рея.

Сульфиды цинка и железа из хвостов свинцовой флотации извлекают или по схеме совместной их флотации с последующим разделением цинково-пиритного концентрата («Монт-Агруксо» и др.) или по схеме прямой селективной флотации сульфидов цинка и железа («Мамели», «Сартори» и др.). Выбор схемы зависит от флотационной активности сульфидов цинка и железа, их содержания в руде, наличия и необходимости последующего извлечения окисленных минералов свинца и цинка.

Коллективную цинково-пиритную флотацию проводят с применением ксантогенатов, дитиофосфатов (500—200 г/т), соды после предварительной активации сульфидов цинка медным купоросом (50—400 г/т) в слабощелочной или нейтральной среде (рН около 6,8—8), где она протекает значительно полнее и быстрее, чем в среде высокой щелочности.

Улучшению активации сульфидов цинка в промышленных условиях способствуют:

- увеличение продолжительности перемешивания пульпы с медным купоросом;

- увеличение степени дисперсности медьсодержащих соединений в пульпе с помощью, например, комплексообразователей (цианида, аммиака и др.);

- повышение температуры пульпы.

Небольшие добавки цианида позволяют вести процесс активации и флотации сульфидов цинка при более низких расходах активатора и собирателя.

Для оптимизации условий активации и флотации сульфидов цинка при коллективной цинково-пиритной флотации необходимы автоматический контроль и регулирование расходов медного купороса и ксантогената с целью поддержания в пульпе концентрации меди на оптимальном уровне (около 10^{-5} моль/л), а концентрации ксантогенатных ионов в соответствии с полученной зависимостью $[Kx^-] = f(pH)$ для пирита [уравнение (6.2)], обеспечивающей не только наиболее полное извлечение сульфидов железа, но и сульфидов цинка (см. рис. 9.23, б).

Превышение имеющейся концентрации ксантогената над необходимой не приводит к заметному повышению извлечения цинка, а в некоторых случаях наблюдается даже снижение его извлечения (см. рис. 9.23, б, кривая 9), что свидетельствует о необходимости снижения расхода ксантогената в условиях промышленных процессов до необходимого.

Вредное влияние избытка собирателя в пульпе может быть обусловлено повышением содержания шламистых гидрофобных частиц, являющихся продуктом взаимодействия собирателя с катионами тяжелых металлов на поверхности минералов и в объеме пульпы, и проявлением эффектов депрессии флотируемых частиц гидрофобными шламами, ухудшения качества пены и пеногашения, а также частичной десорбцией активирующих соединений меди с поверхности сульфидов цинка при избытке собирателя, поскольку в этих условиях на их поверхности образуют валентно насыщенные ксантогенатные соединения меди, не связанные с сульфидной подкладкой минерала.

Недостаток концентрации ксантогената по сравнению с необходимой приводит к резкому возрастанию потерь металлов с хвостами флотации (см. рис. 9.23, б) и значительным колебаниям технологических показателей флотации.

Прямая селективная флотация сульфидов цинка из хвостов свинцовой флотации (см. рис. 9.17; 9.18; 9.21), предшествующая флотации окисленных минералов свинца и цинка, осуществляется обычно в слабощелочной среде.

Для активации сульфидов цинка применяют медный купорос (0,1—0,3 кг/т). Их можно активировать также с помощью кремнефтористого натрия. В ряде случаев для активации сфалерита в цинковом цикле флотации целесообразно подавать аммиак, растворяющий гидроксид цинка.

В качестве собирателя при флотации сульфидов цинка используют различные ксантогенаты: этиловый («Монт-Агруксо» и «Ризо»), бутиловый (Миргалимсайская фабрика), амиловый («Буггеру»), а также более эффективные сочетания слабых собирателей (дитиофосфата, этилового ксантогената) с сильным (бутиловым, гексиловым ксантогенатами). Так, при флотации сульфидов цинка на фабрике «Сартори» применение в качестве собирателя только ксантогенатов не обеспечивает необходимой селективности по отношению к пириту (особенно при значительном содержании его в руде), а только дитиофосфатов — необходимого

извлечения сульфидов цинка. Лучшие результаты обеспечивает смесь ксантогенатов и дитиофосфатов.

Известь не может широко использоваться из-за депрессирующего действия катионов кальция на последующую флотацию окисленных свинцовых минералов. Поэтому при наличии в рудах арсенопирита или сильно активированного пирита для их депрессии добавляют после активации сульфидов цинка медным купоросом небольшое количество цианистой соли. В этих условиях флотируемость активированного сфалерита не только снижается, но может даже несколько возрасти.

Цинковую флотацию при разделении коллективных цинково-пиритных концентратов и при селективной флотации руды (при отсутствии последующих операций флотации окисленных минералов свинца) проводят в сильнощелочной (рН 10—12) известковой среде.

Для оптимизации реагентного режима и стабилизации процесса цинковой флотации может быть использована система автоматизации, принципиальная схема которой показана на рис. 9.25, б. Она включает, во-первых, поддержание необходимой для полного извлечения сульфидов цинка концентрации ксантогената в соответствии с зависимостью $[Kx^-] = f(pH)$ для пирита [уравнение (6.2)], пригодной и для флотации активированных сульфидов цинка (см. рис. 9.23, б). Во-вторых, в ней предусмотрено поддержание в соответствии с уравнением (6.4) необходимого соотношения концентрации ионов Kx^- , H^+ и $CaOH^+$, обеспечивающего депрессию сульфидов железа. Она обеспечивает также регулирование температуры пульпы, являющейся важным параметром в цинковом цикле флотации.

Устранение вредного влияния извести при последующей флотации пирита достигается сгущением пульпы, понижением рН пульпы серной кислотой, продувкой сернистым газом. Иногда для активации пирита используют соду (15—400 г/т).

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

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

При флотации мало железистых окисленных и смешанных руд более целесообразна не единовременная, а дробная подача сульфидизатора и собирателя. В этом случае, если свинец

представлен легкофлотируемыми минералами, сульфидизатор подают непосредственно в камеры флотационных машин, если труднофлотируемыми — то в контактные чаны, устанавливаемые по фронту флотации, как, например, на фабрике «Сартори».

Бесьма важное условие эффективного извлечения окисленных свинцовых минералов при флотации — поддержание рН в пределах 9,2—9,8 содой, сернистым натрием и жидким стеклом. При этих значениях рН обеспечивается:

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

наиболее успешное подавление флотоактивных силикатов породы при подаче карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ), жидкого стекла или гексаметафосфата;

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

Руды, отличающиеся значительным содержанием в них пироморфита, плюмбоярозита, миметезита, англезита и небольшим содержанием церуссита и галенита (например, перерабатываемые на фабриках Кличкинская, «Сартори» и др.), обогащают с получением довольно низких технологических показателей. Применение высших ксантогенатов или их смесей с низшими ксантогенатами позволяет повысить извлечение свинца из таких руд на 6—8 % по сравнению с применением только низших ксантогенатов. Одновременно возрастает извлечение золота и серебра в свинцовый концентрат. Общепринята добавка к основному собирателю аэрофлота, меркаптобензотиозола и других реагентов с целью повышения извлечения свинца, благородных металлов и улучшения селективности процесса. 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 (см. рис. 9.13).

Повысить качество окисленных свинцовых концентратов, загрязненных пиритом, можно перефлотацией их в кислой среде ($\text{pH } 1,5\text{--}2$) 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.

Режимы флотации окисленных цинковых минералов. Для извлечения окисленных минералов цинка из руд в промышленных условиях используют два метода: Андреевой—Девиса и Рея.

Первый из них заключается в предварительной сульфидизации и активации медным купоросом обесшламленного материала при температуре $50\text{--}70^\circ\text{C}$ и последующей флотации с амиловым (или изоамиловым) ксантогенатом и дитиофосфатом. При этом важно обеспечить максимальную плотность материала, поступающего на «горячую» сульфидизацию. Обязательны также предварительное удаление сульфидов железа, шламов и использование для стабилизации пены, особенно в операциях перечистки концентратов, пенообразователей типа соснового масла иногда с добавками аполлярных масел.

Метод Андреевой—Девиса успешно применяется на фабрике «Ризо» (рис. 9.26) для извлечения окисленных минералов из руд, характеризующихся крупной вкрапленностью смитсонита и почти полным отсутствием гидроксидов железа и пропитки ими извлекаемых минералов. Высокие технологические показатели по извлечению окисленного цинка ($76\text{--}78\%$) 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 с высоким содержанием гидроксидов железа. Сближение флотационных свойств смитсонита и оксидов железа (а также марганца) в условиях данного метода, по мнению Л. И. Гроссмана, определяется резким депрессирующим действием лимонита на окисленные цинковые минералы, которое преодолевается лишь при значительном увеличении концентрации собирателя.

К недостаткам этого метода следует также отнести необходимость подогрева всей пульпы до $50\text{--}70^\circ\text{C}$ 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.

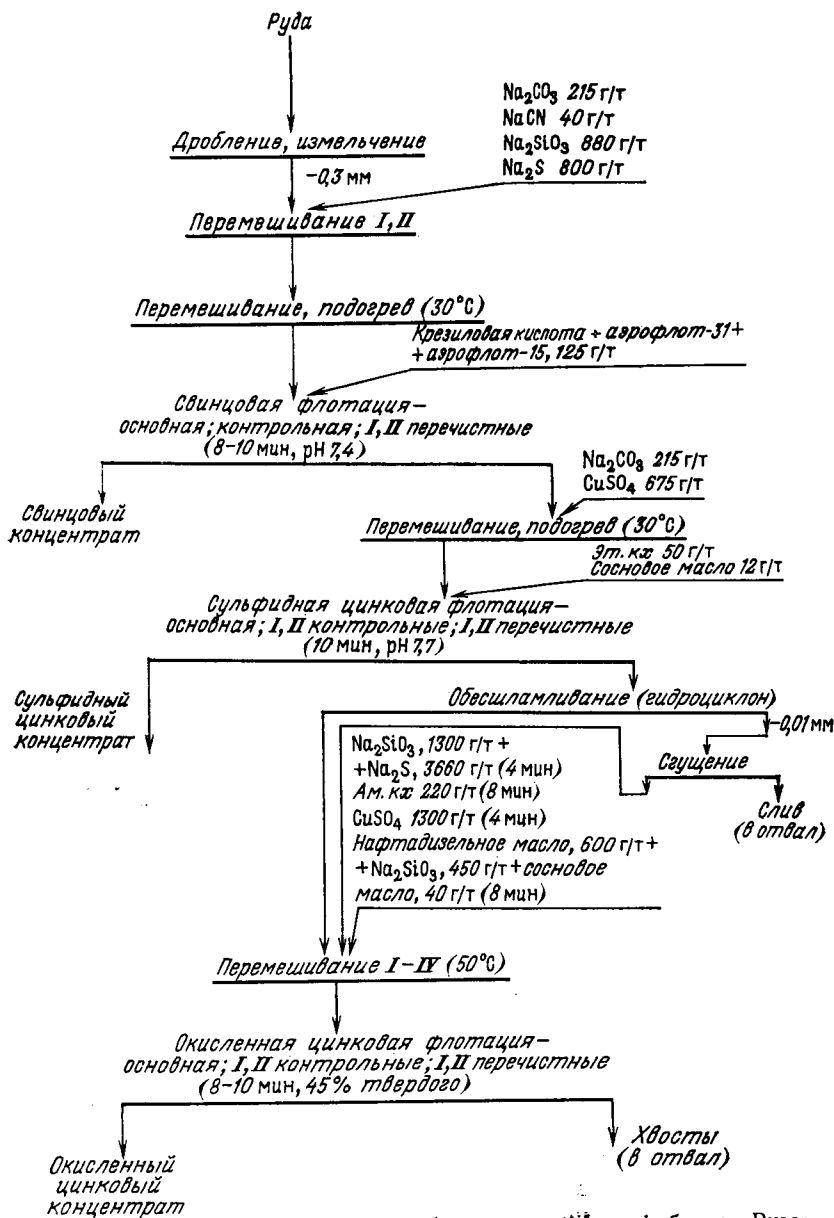


Рис. 9.26. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Ризо»

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 тре-

бует подогрева пульпы и тщательного регулирования концентрации сульфидного иона. Избыток сернистого натрия не депрессирует, как при ксантогенатной флотации, а активизирует окисленные цинковые минералы при флотации с 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 [фабрики «Галетти», «Буггеру» (см. рис. 9.20), «Сартори» (см. рис. 9.18), «Монт-Агруксо», «Сан-Джованни», «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 подают сернистый натрий и немедленно вслед за ним катионный собиратель с пенообразователем. Даже незначительное превышение оптимального времени перемешивания с сульфидизатором перед подачей собирателя ухудшает результаты флотации окисленных цинковых минералов. Как и при флотации свинцовых минералов, они определяются в основном расходом сульфидизатора и собирателя. Оптимальный расход сульфидизатора при этом тем больше, чем выше содержание в руде оксидов железа, глины и рудных карбонатов, и может достигать в ряде случаев 6—10 кг/т.

Оптимальный 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 оптимальном 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 применять более мягкий депрессор — жидкое стекло, а при флотации руд с низким содержанием железа — небольшую подачу фосфата.

Катионные собиратели (амины) применяют в виде растворимых солей (уксусно- или солянокислых), 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 СССР для их флотации предложен реагент АНП, состоящий из хлоргидратов первичных аминов с радикалами изостроения, имеющими 14—15 атомов углерода.

На зарубежных фабриках «Монт-Агруксо» и «Мацуа» используют амины кокосового масла. Однако они, как установлено на фабрике «Сан-Джованни», обладают низкой активностью по отношению к флотации крупных частиц. Применение стеариламина на фабриках «Сартори» (см. рис. 9.18) и «Буггеру» (см. рис. 9.20) обеспечивает получение более высоких показателей обогащения, чем амины кокосового масла. Наиболее эффективной на фабрике «Сан-Джованни» 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 %); ненасыщенных (3 %). Смеси стеарил- и кокосаминацетатов (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. Для улучшения свойств пены и уменьшения вредного влияния глины на флотацию минералов цинка М. Реем рекомендовано применение вместе с катионным собирателем длинноцепочечных ксантогенатов.

Крупный недостаток метода Рея — чувствительность к шламам и растворимым солям. Высокое содержание 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 и др.), чтобы предотвратить поглощение катионного собирателя глинистыми шламами, депрессирующее действие их на цинковые минералы и загрязнение ими получаемых концентратов.

Тщательное обесшламливание наряду с использованием обычно более мягкой воды с хвостохранилища позволяет значительно снизить расход реагентов и повысить качество концентратов, но приводит к потерям 10—20 % цинка в отвальные продукты и к существенному понижению извлечения цинка в конечный концентрат.

Предпринятые попытки изыскать катионный собиратель, не чувствительный к присутствию в пульпе глинистых шламов и растворимых солей, не привели к желаемым результатам.

Установлено, что в таких случаях наиболее эффективной является эмульсия молекулярного амина, образующаяся в результате предварительного смешивания рабочих растворов сернистого натрия и соли катионного реагента. Качественно новые свойства эмульсии позволяют, как правило, полностью исключить из технологической схемы операцию обесшламливания исходного питания цинковой флотации, практически обязательную при использовании метода Рея.

Основанный на применении такой эмульсии способ флотации 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 высоким содержанием слюд, серицито-хлоритовых или углистых сланцев, которые флотируются вместе с окисленными цинковыми минералами, резко снижая качество концентрата. Учитывая безуспешность попыток подавить флотоактивные силикаты в цикле основной флотации, были разработаны условия «обратной» перефлотации черногового окисленного цинкового концентрата в нейтральной среде (рН 7), получаемой в результате нейтрализации щелочности серной кислотой при депрессии окисленных цинковых минералов крахмалом и удалении флотоактивной породы в пенный продукт.

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 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 применения 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 шлаках показали, что они являются следствием не 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. Зависимость между извлечением цинка в концентрат и содержанием в нем цинка для исследованных проб (рис. 9.27) позволяет судить о целесообразности повышения качества концентрата или извлечения в него цинка. Например, дальнейшее повышение извлечения цинка в концентрат при флотации проб № 2 и 3 в связи с резким падением качества концентрата явно нецелесообразно: дополнительное извлечение 2 % цинка достигается ценой снижения его в концентрате примерно на 10 %.

Применение в качестве собирателя для флотации окисленных цинковых минералов жирных кислот и их мыл оказалось успеш-

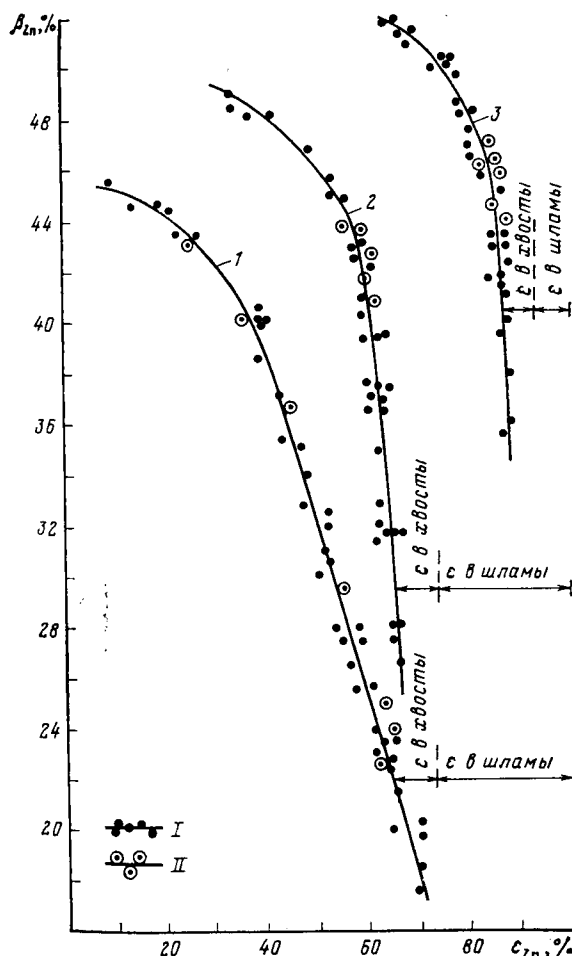


Рис. 9.27. Зависимость между содержанием цинка β_{zn} в концентрате и извлечением ϵ_{zn} его в концентрат по результатам опытов, поставленных в «открытом» цикле (I) и по принципу непрерывного процесса (II):

1—3 — пробы

ным пока только в лабораторных условиях при силикатной или глинистой породе.

Комбинированные схемы переработки. Комплексность использования сырья. Комбинирование процессов обогащения и металлургии позволяет существенно улучшить технологические и экономические показатели переработки труднообогатимых окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд.

Например, при флотации руды пробы № 1 довольно высокое извлечение цинка можно получить лишь в концентрат, содержащий всего 23—26 % цинка (см. рис. 9.27). Однако получение такого продукта с выделением 45—47 % бедных хвостов целесооб-

разно, если он будет объединяться с шламами и поступать на Вельц-процесс. Извлечение цинка в объединенный продукт, содержащий 16 % цинка, составило бы в этом случае 92 %. По исследованиям Гинцветмета из продуктов такого качества при большом избытке кокса можно перевести в возгон до 90 % цинка и более 95 % свинца.

Вельц-процесс (в длинных цилиндрических вращающихся печах) успешно используют, например, в Польше для переработки окисленных свинцово-цинковых продуктов (содержащих не менее 8 % цинка) и галмейных руд; в Италии — для переработки окисленных цинковых концентратов (содержащих около 32 % цинка), получаемых на фабрике «Сартори» (см. рис. 9.18). С помощью Вельц-процесса извлекают не только свинец, цинк, но и кадмий, висмут и другие металлы и элементы из отвальных руд и продуктов, не поддающихся дальнейшему механическому обогащению. Кроме того, возможно использование металлического железа в клинкере.

Технологические и экономические показатели Вельц-процесса значительно улучшаются при повышении содержания металлов в исходном сырье, которое может быть достигнуто предварительной коллективной флотацией исходной или обожженной в восстановительной среде руды с небольшими добавками элементарной серы или пирита. Обжиг позволяет сульфидизировать поверхность окисленных минералов свинца и цинка и затем флотировать их в обычном режиме флотации сульфидов с ксантогенатами (при pH 7,2—7,6 без реагентов-регуляторов среды).

Для повышения содержания металлов предлагают руды с карбонатной породой подвергать обжигу при 900—1150 °C с последующим гашением их водой и отмывкой продуктов разложения карбонатов кальция и магния. Содержание цинка и железа в оставшемся зернистом материале при этом возрастает почти в 2 раза, а потери цинка со шламами не превышают 9 %.

Для гидрометаллургического извлечения металлов из коллективных концентратов, обогащенных продуктов или богатых могут быть использованы режимы кислотного, цианидного и аммиачного выщелачивания. Так, на фабрике «Брокен Хилл» богатые цинковые руды выщелачивают после сухого измельчения растворами серной кислоты с последующим извлечением из них цинка электролизом. Аммиачное выщелачивание предложено для извлечения свинца и цинка из окисленных руд месторождения Мауа. Преимущество его перед кислотным выщелачиванием — возможность получения маточных растворов с высокой концентрацией в них металлов и почти полной регенерации растворителя; отсутствие заметного растворения основных минералов породы (карбонатов, силикатов, гидроксидов железа), исключение проблемы коррозии оборудования.

В Боливии разработана комбинированная обогатительно-металлургическая схема переработки тонковкрапленных комплексных сульфидно-окисленных руд, содержащих 16,4 % цинка,

1,55 % свинца, 1,2 % олова и 495 г/т серебра. В результате обогащения их получают: свинцово-серебряные концентраты с содержанием 28,95 % свинца и 68,8 г/т серебра при извлечении 61,4 и 48,98 % соответственно; цинковые концентраты, содержащие 53,5 % цинка при извлечении 76,8 %; пиритные и оловянные концентраты: гравитационный с содержанием 10,77 % олова при извлечении 3,14 % и флотационный с содержанием 20,27 % олова при извлечении 22,97 %. Для повышения извлечения олова и снижения потерь его со шламами в схеме предусмотрено применение фьюминг-процесса.

С целью повышения комплексности использования сырья на Миргалимсайской фабрике получают баритовые концентраты (см. рис. 9.2, з). На фабрике «Буггеру» 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.

ГЛАВА 10. ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РУДЫ

§ 10.1. ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД

Полиметаллические руды содержат все основные цветные металлы: медь, свинец и цинк. Они могут быть *колчеданными*, т. е. с большим содержанием в них сульфидов железа (например, руды Горевского, Тишинского, Озерного и других месторождений) и *вкрапленными* (например, руды Зыряновских, Лениногорских, Белоусовских и других месторождений). Цветные металлы в них представлены обычно сульфидными, реже — окисленными минералами. Основные запасы представлены вкрапленными рудами.

Все полиметаллические руды являются комплексными. Помимо основных металлов они содержат обычно в виде спутников серебро, золото, кадмий, индий, таллий, галлий, германий, селен, теллур и другие элементы. Во вмещающих породах, наряду с роговиками и карбонатами, нередко имеется значительное содержание барита.

Основной метод обогащения полиметаллических руд — флотация, иногда в комбинации с отсадкой для улавливания благородных металлов. На стадии предконцентрации руд широко используют процессы разделения в тяжелых суспензиях, несколько реже — отсадку и радиометрическую сепарацию, позволяющие вывести из процесса 20—50 % вмещающих пород. При переработке труднообогатимых окисленных и смешанных руд применяют комбинированные схемы, включающие как операции обогащения, так и металлургии.

В результате обогащения руд стремятся получить кондиционные медный (ОСТ-77—74), свинцовый (ОСТ-48-92—75), цинковый (ОСТ-48-31—81), пиритный (ГОСТ 444—75), при содержании в руде барита — баритовый (ГОСТ 4682—74) концентраты, а при переработке вскрышных пород и легкой фракции обогащения в тяжелых суспензиях — различные строительные материалы (щебень определенных марок, строительный песок и др.).

Трудности обогащения, обусловленные широкими колебаниями качества и сортности руд, преодолеваются на фабриках или переработкой каждого типа руды на отдельной секции по своей схеме (фабрики Джезказганская, Алмалыкская, «Ханава», «Шаканаи» и др.), или, наоборот, тщательным их перемешиванием и усреднением. Кроме того, стабилизируют подачу питания в операции обогащения и оптимизируют расход реагентов средствами автоматизации.

Трудности раскрытия сульфидных минералов, в свою очередь, преодолевают применением стадияльных коллективно-селективных схем, поскольку полиметаллические руды характеризуются, как правило, агрегатной вкрапленностью сульфидов. Для освобождения агрегатов сросшихся сульфидов из сростков с пустой породой обычно достаточно измельчения руды до 45—55 % — 0,074 мм, тогда как для раскрытия сульфидов из агрегатов необходимо тонкое измельчение до 90—100 % — 0,074 мм.

Предотвращение вредного влияния шламов, содержание которых в некоторых рудах «Куруко» доходит до 35—40 %, достигается удалением их оттиркой или промывкой на грохоте перед грохочением и дроблением руды. Слив механического классификатора (или гидроклωνα), установленного на выходе подрешетного продукта из скруббера или грохота, сгущают для удаления глинистых частиц и растворимых солей и направляют на коллективную флотацию.

Коллективный концентрат, полученный при флотации шламов, обычно объединяют с коллективным концентратом, полученным при флотации руды. При переработке глинистых руд трудно отмыть все шламы, и они существенно затрудняют процесс мелкого дробления. Поэтому на большинстве фабрик дробление осуществляют в открытом цикле, а I стадию измельчения — в стержневых мельницах.

Разнообразие составляющих руды минералов, различная чувствительность их к окислению, неодинаковая флотируемость одних и тех же минералов, в различной степени окисленных или активированных, являются причиной сложности используемых технологических и реагентных режимов флотации. В них используют, например, стадияльную флотацию с выделением «медной головки» («Таширо» и «Косака»), дофлотацией сульфидов цинка из хвостов коллективной флотации (Белюсовская фабрика); режимы «горячей» флотации («Утинотай»), обезжелезивания и обезжелезнения цинковых концентратов (Золотушинская фабрика и др.), обесцинковая свинцовых концентратов («Сулливан», Ле-

ниногорская и др.). обесвинцевание цинковых концентратов (фабрики Канады, США и др.) с применением широкого ассортимента реагентов для изменения поверхностных и флотационных свойств разделяемых минералов.

Окисленные и смешанные полиметаллические руды по сравнению с сульфидными являются более трудным объектом обогащения по следующим причинам:

полезные минералы в таких рудах представлены сульфидами, карбонатами, сульфатами, силикатами, оксидами, фосфатами, арсенатами и другими минеральными соединениями, обладающими различной флотлируемостью. Поэтому очень трудно подобрать универсальный реагентный режим, обеспечивающий эффективное извлечение всех минеральных форм свинца, меди и цинка в одноименные концентраты, тем более, что часть металла в рудах обычно представлена такими труднофлотлируемыми минералами, как плюмбозит, бедантит и хризокolla, способы флотационного извлечения которых еще не разработаны;

окисленные минералы цветных металлов, как правило, тесно связаны с минералами породы (особенно с гидроксидами железа) и между собой. Ассоциация полезных минералов с породой бывает иногда настолько тесной, что исключает раскрытие их при экономически и технологически приемлемой степени измельчения. Кроме того, очень часто значительная часть свинца и цинка представлена в виде твердых растворов с железом, входит в классическую решетку минералов породы или сорбирована на поверхности глини, играющих роль ионообменной подкладки. Одна и та же степень измельчения приводит к переизмельчению одних и недоизмельчению других минералов свинца, меди, цинка из-за различной измельчаемости их оксидов и сульфидов;

имеющиеся сульфиды в рудах сильно активированы, покрыты пленками вторичных сульфидов меди и характеризуются весьма глубоким взаимопрорастанием. По этой причине существующими методами эффективного разделения сульфидов на соответствующие концентраты достигнуть, как правило, не удается;

окисленные и смешанные руды, как правило, сильно разрушены, выветрены и ожелезнены, что является причиной высокого содержания в них охристо-глинистых шламов и растворимых солей, оказывающих на процесс флотации резко отрицательное влияние;

содержание в породе легкофлотлируемых силикатов (серицито-хлоритовых, углистых сланцев, слюд и др.), флотацию которых очень трудно подавить, не снизив флотационной активности соответствующих полезных минералов, является препятствием к получению высококачественных концентратов при обогащении окисленных и смешанных руд.

Технологические показатели обогащения по сути дела и определяются степенью развития перечисленных выше особенностей вещественного состава окисленных и смешанных полиметаллических руд.

§ 10.2. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

В настоящее время на обогатительных фабриках используют в основном три варианта технологических схем: прямая селективная флотация, предварительная коллективная флотация всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата, коллективно-селективная флотация.

По *схеме селективной флотации* (рис. 10.1, а) всю руду измельчают до необходимой крупности и осуществляют последовательную флотацию минералов меди, свинца, цинка, железа. Грубые концентраты подвергают доизмельчению и перечистке. При содержании в руде барита его извлекают из хвостов флотации.

Схема прямой селективной флотации не получила широкого распространения. Ее недостатки — повышенные затраты на измельчение и флотацию руды, большие потери золота в результате применения цианидов для депрессии сульфидов цинка, а при наличии в рудах барита — повышенные потери его в результате ошламования.

Более широко используют схему (рис. 10.1, б) с *предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата* (Ленинградская, Белоусовская, «Керджали», «Шаканан», «Тсумеб» и др.). Такая схема целесообразна для обогащения многих полиметаллических руд, особенно вкрапленных, характеризующихся крупным включением сульфидов в породе и тонким взаимопроращением их между собой. Грубое измельчение руды и получение отвальных хвостов в начале технологического процесса позволяет снизить удельный расход электроэнергии, воды, реагентов, шаров, футеровки; повысить производительность труда и технико-экономические показатели обогащения. Схема рекомендуется также при высокой окисляемости пирита и содержании окисленных минералов цветных металлов в рудах.

Недостатки коллективной схемы флотации — во-первых, трудность разделения коллективного концентрата без предварительной десорбции с его поверхности собирателя и, во-вторых, сложность аппаратного оформления узла десорбции и отмывки собирателя после десорбции его с поверхности коллективного концентрата сернистым натрием (по методу А. С. Конева). Кроме того, не всегда получают высококачественные концентраты и из-за грубого измельчения руды наблюдаются большие потери благородных металлов с хвостами коллективной флотации.

Часть этих недостатков позволяет устранить схема (рис. 10.1, в), использующая содержание в рудах разновидностей сфалерита с различной флотационной активностью (Белоусовская и Керджалийская фабрики). Коллективная флотация на этих фабриках ведется при малых расходах собирателя, что создает возможность получить коллективный концентрат, более благоприятный для последующей селекции. Оставшиеся в хвостах

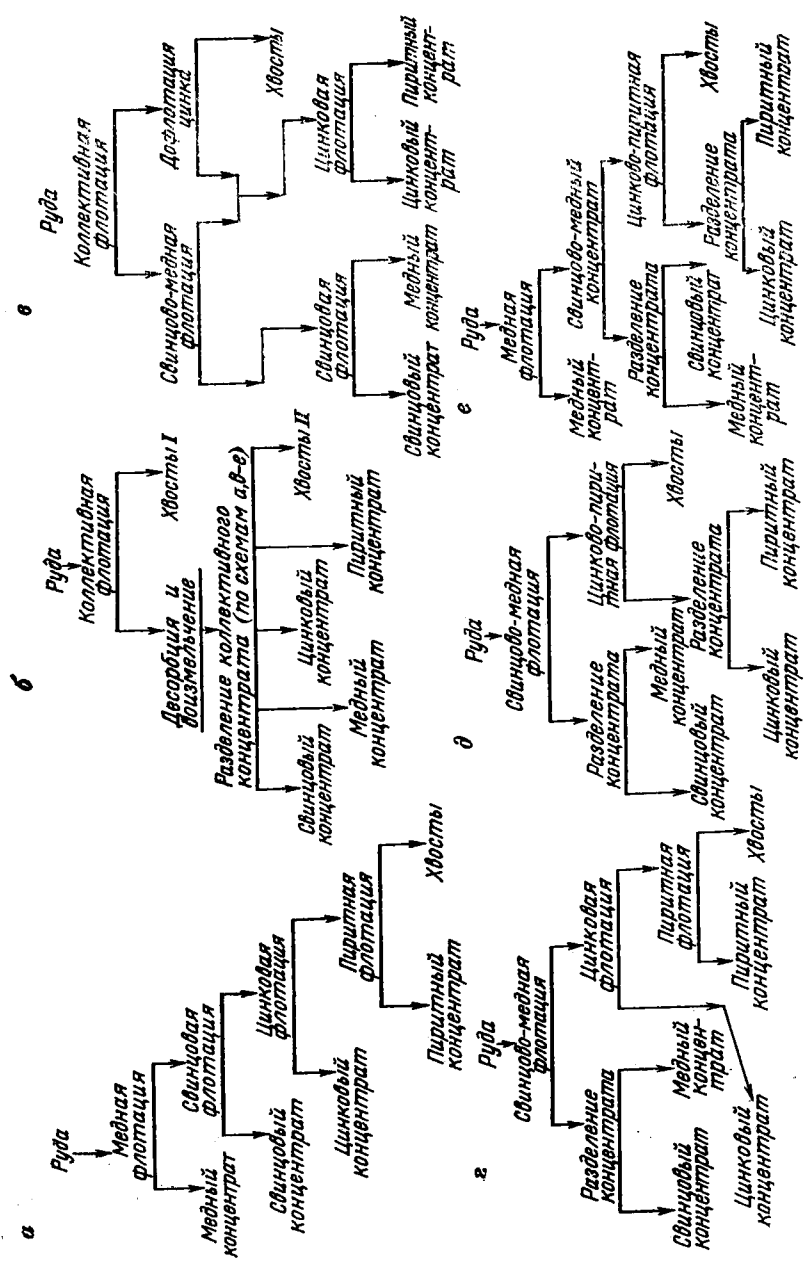


Рис. 10.1. Принципиальные схемы обогащения полиметаллических руд

коллективной флотации неактивированный сфалерит и пирит дофлотируют после их активации в цикле цинковой флотации. Такая схема с максимальным использованием естественной флотируемости минералов позволяет упразднить десорбцию, улучшить процесс сгущения концентратов и снизить потери меди и свинца в разноименных концентратах. Недостаток схемы — повышенные потери металлов при значительных колебаниях качества руды, необходимость более точного контроля за ходом процесса.

Наиболее широко при обогащении свинцовых полиметаллических руд используют различные варианты *коллективно-селективной схемы* флотации (рис. 10.1, *г—е*). В большинстве случаев сначала проводят коллективную флотацию минералов меди и свинца из исходной руды при депрессии сфалерита и пирита с последующим разделением медно-свинцового концентрата, а затем из хвостов медно-свинцового цикла извлекают сфалерит, а иногда и пирит (см. рис. 10.1, *г, д*). По таким схемам работает подавляющее большинство полиметаллических фабрик (Зыряновская, Золотушинская, Березовская, Мизурская, «Сан-Франциско», «Пандора», «Болиден», «Виханти», «Бучанс», «Гарпенберг», «Раммельсберг» и др.). В практике обогащения полиметаллических руд Японии появилась тенденция применять схемы стадийной флотации (см. рис. 10.1, *е*) с предварительным выделением «медной головки» («Таширо» и «Косака»). В «медную головку» извлекаются легко флотируемые медные минералы с получением готового медного концентрата.

Коллективно-селективные схемы позволяют уменьшить шламообразование, повысить селективность разделения и обеспечивают высокое извлечение металлов при высоком качестве концентратов. Их недостаток — необходимость измельчения до конечной крупности и флотация всей руды.

Предварительная концентрация руд в тяжелых суспензиях, позволяющая удалить из процесса до 30—50 % породы, и развитие стадийности схем измельчения и флотации значительно улучшают технико-экономические показатели работы фабрик.

Для измельчения руд перед флотацией до необходимой крупности, составляющей 55—92 % — 0,074 мм, применяют обычно двух, реже трехстадийную схему измельчения мелкодробной руды в стержневых и шаровых мельницах с классификацией их объединенной разгрузки. Данная схема позволяет с наименьшими затратами энергии решить главную задачу передела измельчения — обеспечить наиболее полное раскрытие полезных минералов при минимальном их ошламовании.

Учитывая тонкую вкрапленность большинства полиметаллических руд и необходимость повышения качества одноименных концентратов путем снижения в них содержания других металлов, особое значение приобретают операции доизмельчения концентратов и промпродуктов. Отсутствие их в схеме или неудовлетворительная работа узлов доизмельчения часто является причиной высоких циркулирующих нагрузок во флотационных циклах, до-

стигающих 200—500 % (Белоусовская, Лениногорская и другие фабрики). Применение для доизмельчения коллективных концентратов рудногалечного измельчения (например, на Лениногорской, Ахтальской и других фабриках) позволяет улучшить ситовую характеристику измельченного материала по содержанию в нем шламов, повысить показатели разделения и снизить расход реагентов.

Основные циклы состоят обычно из основной и контрольной флотации, проводимых, как правило, при высоком содержании твердого (40—50 %) в пульпе и двух-трех перечисток концентрата. Межцикловое сгущение является распространенной операцией в промпродуктовой флотации и перед цинковым циклом, что уменьшает фронт флотации с одновременным снижением расхода свежей воды за счет использования оборотной.

С целью снижения ошламования раскрытых в процессе рудного измельчения ценных минералов и их своевременного вывода на некоторых фабриках применяют межцикловую флотацию с использованием флотационных монокамер. Для тонковкрапленных сплошных сульфидных полиметаллических руд с легко шламуемыми и окисляющимися сульфидами железа более эффективны схемы многостадийного измельчения и флотации с выделением тонких шламов в каждой стадии и флотацией шламов после сгущения в отдельном цикле с присоединением полученного концентрата от флотации шламов к общему грубому концентрату. Находят применение также схемы с раздельным обогащением песковой и шламовой фракций и флотацией первичных шламов в отдельном цикле (Зырянская фабрика и некоторые японские фабрики), что позволяет значительно улучшить селективность процессов флотации и повысить технологические показатели обогащения.

§ 10.3. РЕЖИМЫ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

Условия получения коллективных свинцово-цинково-пиритных, свинцово-медно-цинково-пиритных и цинково-пиритных концентратов определяют результаты их последующего разделения.

Коллективную флотацию всех сульфидов проводят обычно в содовой среде при pH 8—9 и интенсивном пенообразовании. В качестве пенообразователей на полиметаллических фабриках применяют метилизобутилкарбинол, Дауфрос, аэрофрос 65, гексанол. Основные собиратели — ксантогенаты, аэрофлоты и производные ксантогенатов: минереки (диксантогениды) и тионокарбамиды. В большинстве случаев используют смесь ксантогенатов с различной длиной углеводородной цепи и комбинацию двух или более пенообразователей. Известь оказывает подавляющее действие на галенит, особенно затронутый процессами окисления. Поэтому чем больше расход извести (особенно, если ее дозируют

в измельчение), тем сильнее должен быть собиратель. Снижению потерь металлов в хвостах флотации способствует подача большей части собирателя (до 70 %) в цикл измельчения. Для повышения флотируемости сростков сульфидных минералов с породой на некоторых фабриках используют добавки аполярных масел.

В промышленных условиях на большинстве обогатительных фабрик процесс флотации нестабилен, что обусловлено в основном непостоянством и неоптимальным физико-химическим состоянием флотационной пульпы, вызываемыми переменным составом участвующих в процессе флотации руды, воды и флотационных реагентов.

В первую очередь в циклах коллективной флотации необходима оптимизация расхода собирателя. Избыточная концентрация его в пульпе приводит к избыточной сорбции на поверхности флотируемых минералов и, вследствие этого, к ухудшению условий последующей десорбции собирателя, резкому увеличению расхода реагентов-депрессоров и ухудшению селективности разделения полученного коллективного концентрата. В свою очередь недостаточная концентрация собирателя в пульпе вызывает резкое увеличение потерь металлов с хвостами флотации.

Необходимая концентрация собирателя в пульпе, обеспечивающая максимально возможное извлечение минералов в коллективный концентрат при равномерной сорбционной плотности собирателя на его поверхности, может быть рассчитана при коллективной свинцово-медной, свинцово-медно-цинковой и свинцово-медно-цинково-пиритной флотации по зависимости $[Kx^-] = f(pH)$ для галенита (см. рис. 9.2), а при коллективной цинково-пиритной — по зависимости $[Kx^-] = f(pH)$ для пирита [уравнение (6.2)].

Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования расхода ксантогената с использованием зависимостей $[Kx^-] = f(pH)$ показана на рис. 6.11, а.

Максимальное извлечение свинца и цинка (см. рис. 9.23), а также меди достигается при значениях $[Kx^-]$, равных или близких к расчетным, независимо от вещественного состава и генезиса перерабатываемых руд, а также технологических особенностей промышленных процессов на разных обогатительных фабриках [Белоусовской (кривые 1—4), Зыряновской (кривые 5, 6), «Сулливан» (кривая 7), Алмалыкской (кривые 8, 9)]. Превышение имеющейся концентрации ксантогената над необходимой не приводит к заметному повышению извлечения металлов, тогда как недостаток приводит к резкому возрастанию потерь металлов с хвостами флотации (см. рис. 9.23) и значительным колебаниям технологических показателей флотации.

Суммарное воздействие таких параметров, как недонизмельчение и переизмельчение руды, уровень пульпы, гидродинамический режим, расход и диспергация воздуха во флотационных машинах, интенсивность съема пены, вызывает колебания извлечения металлов и при оптимальной концентрации собирателя в пульпе.

Однако эти колебания значительно меньше, чем при недостатке собирателя.

Улучшению условий активации сульфидов цинка в промышленных условиях способствуют:

увеличение продолжительности перемешивания пульпы с медным купоросом на некоторых фабриках до 30—60 мин;

увеличение расхода медного купороса и степени дисперсности медьсодержащих соединений в пульпе применением, например, добавок комплексообразователей (цианида, аммиака и др.);

повышение температуры пульпы.

Вредное влияние избыточного расхода медного купороса связано обычно с возрастанием содержания тонких гидрофобных частиц — продуктов взаимодействия ксантогената с соединениями меди в объеме пульпы и на поверхности минералов, что приводит к появлению нежелательных эффектов «депрессии гидрофобными шламами» и гашению пены на фабрике, несмотря на увеличение расхода пенообразователей.

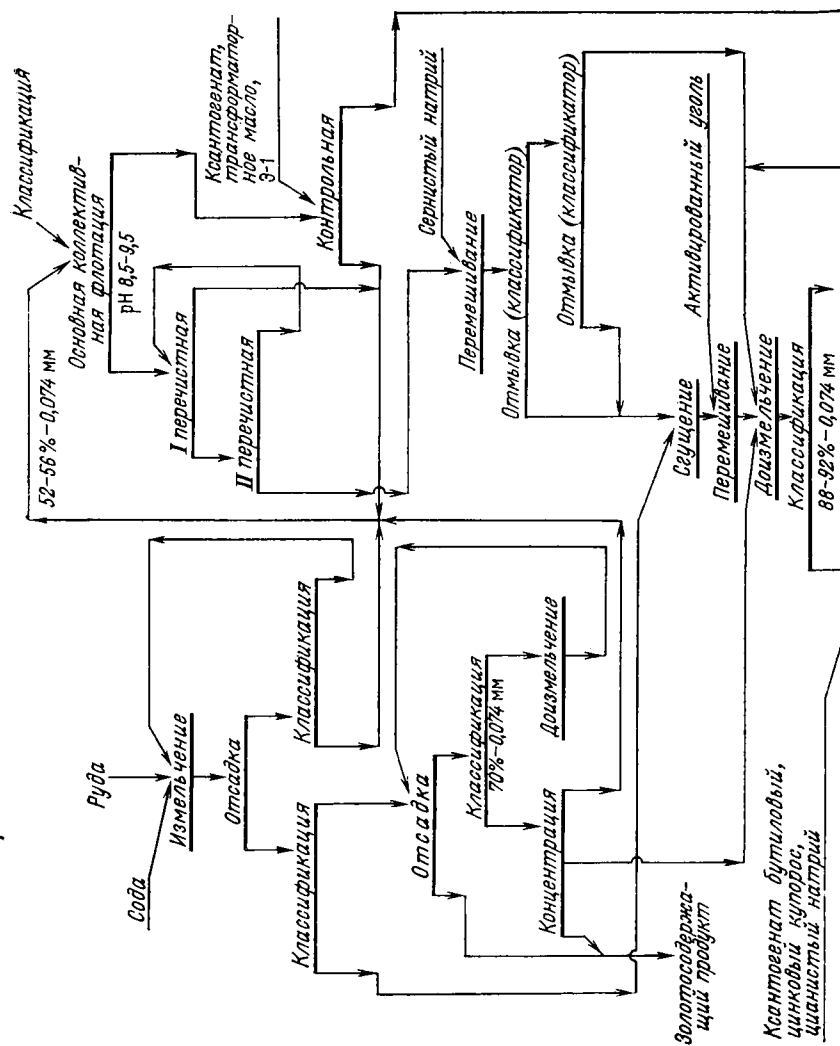
Оптимизация условий активации и флотации сульфидов цинка обеспечивается автоматическим контролем и регулированием расходов медного купороса и ксантогената с целью поддержания в пульпе концентрации меди на оптимальном уровне (около 10^{-5} моль/л), а концентрации ксантогенатных ионов — в соответствии с полученной зависимостью $[Kx^-] = f(pH)$ для пирита [уравнение (6.2)].

Для повышения эффективности активации и флотации сульфидов цинка все чаще используют добавки цианида. Возможность активации сульфидов цинка при этом зависит от количественного соотношения концентрация ионов меди и цианида в растворе [уравнение (8.2)].

Легкофлотируемые слоистые алюмосиликаты типа серицитохлоритовых или оталькованных сланцев, содержащиеся в руде, загрязняют коллективные концентраты. Повышение качества коллективных сульфидных концентратов в этом случае достигается:

перефлотацией концентрата в слабокислой среде (pH 4—5) в присутствии КМЦ, жидкого стекла, гексаметафосфата или кремнефтористого натрия, обеспечивающих в этих условиях глубокую депрессию минералов пустой породы (см. рис. 6.8);

перефлотацией концентрата при высоких pH и концентрации сульфидных ионов в жидкой фазе пульпы, обеспечивающих глубокую депрессию сульфидов вследствие десорбции собирателя с их поверхности и интенсивную флотацию слоистых алюмосиликатов пустой породы (см. рис. 6.7, б), причиной которой является переход полярных силанольных групп ($\equiv Si-OH$) на их поверхности в этих условиях в силоксановые ($\equiv Si-O-Si \equiv$), обладающие весьма слабой сорбционной способностью по отношению к молекулам воды. Данную операцию можно осуществить в процессе десорбции собирателя с поверхности коллективного концентрата сернистым натрием по методу А. С. Конева перед отмывкой концентрата от избытка реагентов.



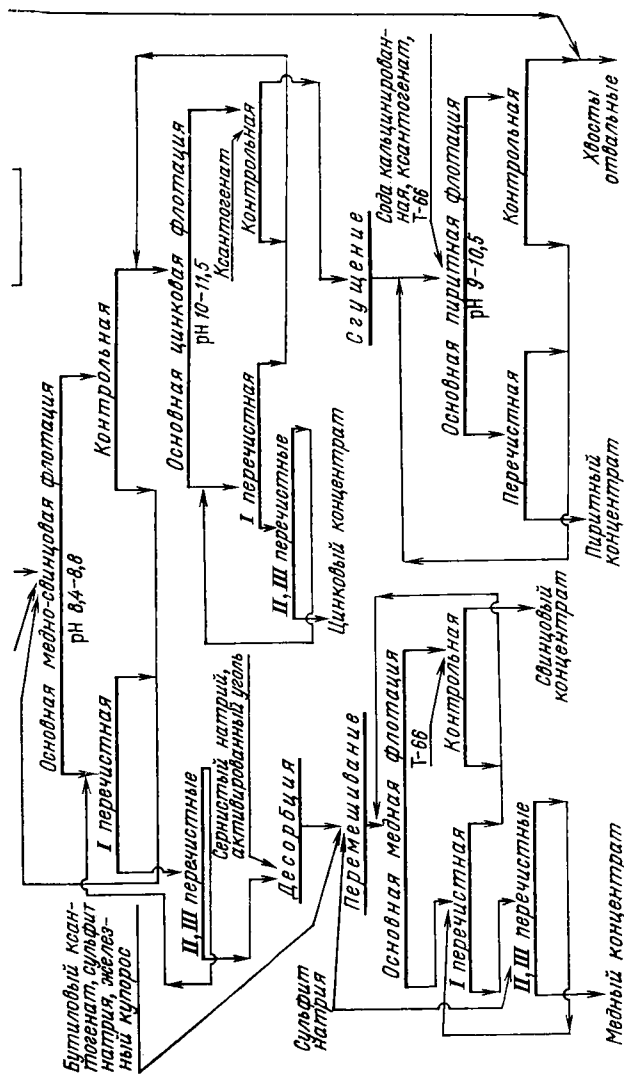


Рис. 10.2. Технологическая схема и режим обогащения руд на Лениногорской фабрике № 3

§ 10.4. РЕЖИМЫ ПОДГОТОВКИ КОЛЛЕКТИВНЫХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ К РАЗДЕЛЕНИЮ

Подготовка коллективного концентрата к разделению включает удаление избыточных количеств собирателя с его поверхности (десорбции) и доизмельчение до необходимой крупности. От качества подготовки концентрата зависит эффективность его последующего разделения.

По варианту, предложенному А. С. Коневым, десорбция собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата достигается созданием в пульпе высокой концентрации сульфидных ионов и последующим удалением большей части жидкой фазы пульпы с перешедшим в нее собирателем путем классификации и сгущения (рис. 10.2). Основными недостатками данного варианта десорбции собирателя, препятствующими широкому использованию его на обогатительных фабриках, являются довольно громоздкое конструктивное оформление узла десорбции в промышленных условиях, неудобства его эксплуатации и большие расходы сернистого натрия (3—6 кг/т коллективного концентрата).

Необходимость создания при десорбции собирателя по методу А. С. Конева высокой концентрации сульфидных ионов в пульпе обусловлена довольно высокой концентрацией десорбированного ксантогената в данной операции и необходимостью предотвращения его обратной десорбции на минеральной поверхности. Расчетные уравнения $[S^{2-}]$, необходимой для предотвращения сорбции ксантогената на поверхности различных сульфидных минералов [уравнение (6.8)], показывают, что она тем больше, чем выше $[Kx^-]$ в пульпе. Возможность существенного снижения расхода сернистого натрия (до 0,5—2 кг/т концентрата) в операциях подготовки коллективного концентрата к разделению при дополнительной загрузке активированного угля (1—2 кг/т концентрата), поглощающего ксантогенат и понижающего за счет этого его концентрацию в пульпе, подтверждается практикой работы многих обогатительных фабрик.

Наличие количественных зависимостей между концентрациями S^{2-} , H^+ и Kx^- -ионов, характеризующих условия полной десорбции собирателя [уравнение (6.8)], которые можно использовать в качестве задания системе автоматизации, позволяет осуществить десорбцию собирателя небольшой подачей сернистого натрия и при малой концентрации S^{2-} -ионов в пульпе при использовании системы автоматического контроля и регулирования, принципиальная схема которой показана на рис. 8.12.

В Японии для удаления избытка реагентов с поверхности коллективного концентрата широко используют тепловую обработку пульпы паром при 60—70 °С с последующим разделением коллективных концентратов безцианидными методами (рис. 10.3).

При небольшом избытке собирателя на поверхности коллективного концентрата на фабриках ограничиваются сгущением его

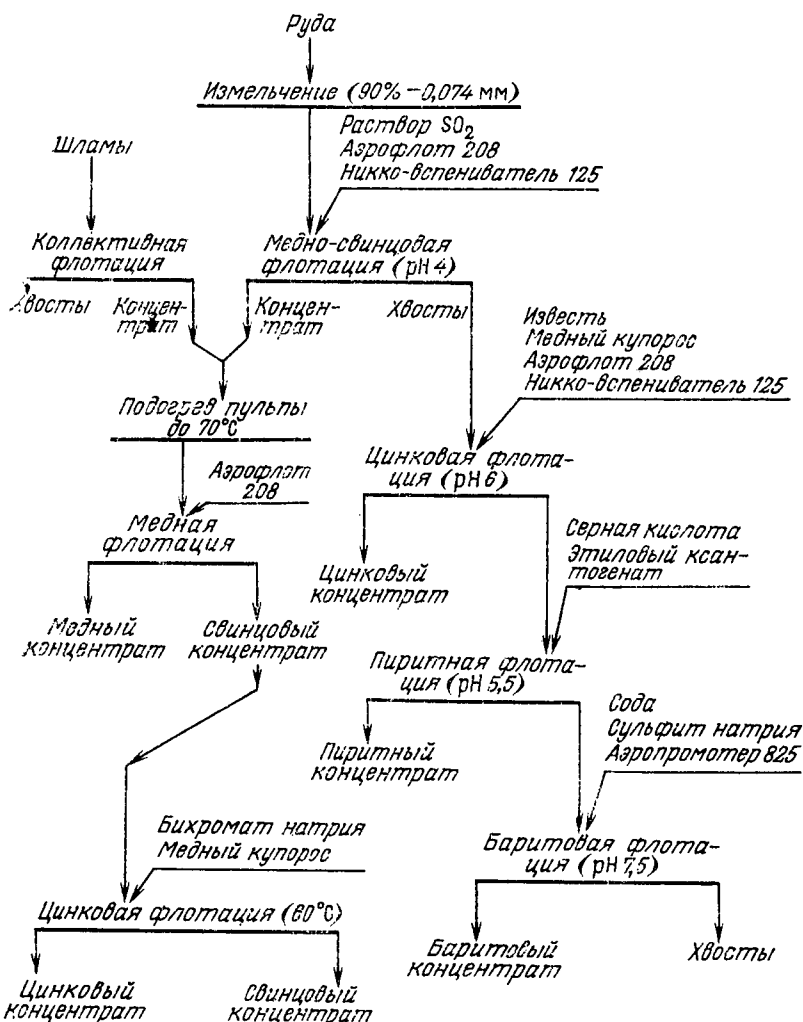


Рис. 10.3. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Косака-Утинотай»

или фильтрованием, перемешиванием с активированным углем, иногда ультразвуковой обработкой или механической оттиркой. Обжиг коллективного концентрата перед его разделением практически не применяют.

Важную роль в процессе подготовки коллективного концентрата к разделению играет режим его доизмельчения, поскольку при этом достигается не только раскрытие сростков разделяемых сульфидных минералов, но и разрушение адсорбционных слоев, а также перераспределение собирателя между минералами. Поэтому, например, переход с шаров на рудную галю при доизмельчении коллективных концентратов позволяет в ряде случаев

весьма существенно сократить (в 1,5—2 раза) расход сернистого натрия при десорбции и стабилизировать процесс последующей селекции, поскольку наряду с улучшением механической «обдирки» пленки собирателя с минералов коллективного концентрата рудногалечное доизмельчение способствует также перераспределению собирателя за счет свежееобразованной поверхности самой рудной гали. Использование его для доизмельчения коллективного концентрата на Лениногорской фабрике позволило сократить расход сернистого натрия (на 40 %), цинкового купороса, уменьшить переизмельчение минералов и повысить извлечение меди в свинцово-медный концентрат (на 2—5 %).

§ 10.5. РЕЖИМЫ СЕЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ

При селективной флотации коллективных концентратов и руд в большинстве случаев вначале проводят свинцово-медную флотацию при депрессии сульфидов цинка и железа. В качестве собирателя при этом применяют обычно сочетание слабых собирателей (аэрофлота, этилового ксантогената) с сильными (изопропиловым, бутиловым или амиловым ксантогенатом). Для снижения перехода цинка в свинцово-медный концентрат стремятся уменьшить расход пенообразователя, в качестве которого наиболее часто на зарубежных фабриках используют дауфрос-250 и метилизобутилкарбинол, а на отечественных — реагенты Т-66, циклогексанол, Э-1 и др.

Для депрессии сульфидов цинка и железа обычно загружают цианид (2—100 г/т) и цинковый купорос (350—1300 г/т) в режиме Шеридана—Гриссвольда (рис. 10.4). Однако в зависимости от флотационной активности сульфидов цинка и железа их можно депрессировать только цианидом натрия («Могул», «Балмет» и др.), смесями цианида и сульфита натрия («Пайн Пойнт»), цианида и декстрина («Виханти»), цианида и соли ЭКОФР-82 (натрий-цинк-пиросульфит) («Монтевеккио»), а также сульфитом и сернистым газом («Стэджен Лейк Майнз»).

В большинстве случаев свинцово-медную флотацию проводят в слабощелочной среде (рН 7—9), создаваемой обычно содой. При возрастании содержания сульфидов железа в руде расход депрессоров и щелочи (соды и редко извести) увеличивается. Значение рН при этом может возрасти до 10—10,5, но не более, чтобы не выйти за пределы оптимальных рН депрессии сульфидов цинка (см. рис. 8.5). Щелочь подают обычно или в I стадию измельчения руды (в стержневую мельницу) при коллективно-селективной схеме обогащения, или в цикл доизмельчения коллективного концентрата перед его разделением иногда с частью цинкового купороса. Чаше цинковый купорос и цианид подают непосредственно в основную свинцово-медную флотацию. Поскольку повышенный расход цинкового купороса может вызвать понижение флотуемости сульфидов свинца, то дробная подача данного реагента в таких случаях позволяет улучшить показа-

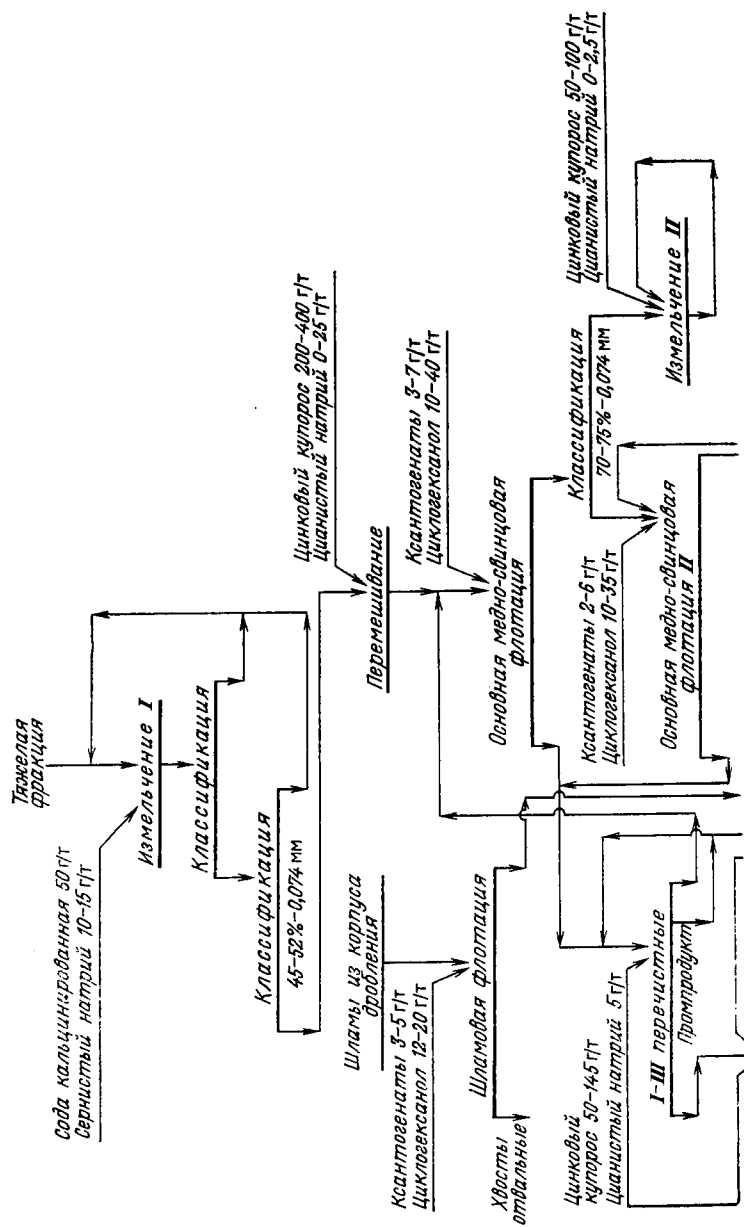
тели селективной флотации, повысить качество концентрата и извлечение в него свинца. Этому же способствует, как и при флотации свинцово-цинковых руд, доизмельчение промпродуктов, межцикловая свинцово-медная флотация исходного коллективного концентрата или руды совместно с разгрузкой мельницы, доизмельчающей песковую часть хвостов межцикловой флотации. Применение средств автоматизации для регулирования расхода ксантогената, цианида и цинкового купороса в соответствии с полученными зависимостями [уравнение (9.6), см. рис. 9.2)] позволяет в свою очередь существенно понизить общий расход реагентов и улучшить условия последующей селективной флотации. Система автоматизации (см. рис. 9.12, з) в зимнее время должна включать узел регулирования температуры пульпы ($18-20^{\circ}\text{C}$).

Поскольку сульфоксидные соединения активируют сульфиды меди и в присутствии солей цинка хорошо депрессируют сульфиды цинка и железа, частичная или полная замена цианида сульфоксидным реагентом или применение различных продуктов взаимодействия солей цинка с сульфоксидными и щелочными реагентами (ZnS_2O_3 , ZnS_2O_4 , $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{S}_2\text{O}_4)_2$, $(\text{NH}_4)_2\text{Zn}(\text{S}_2\text{O}_4)_2$, цинкатов, дицианодиаминоцинката и др.) позволяет в ряде случаев значительно повысить извлечение меди, сократить ее потери в цинковом концентрате и тем самым исключить операцию обезживания цинкового концентрата. Так, например, практикой обогащения труднообогатимых шламистых руд «Кууроко» на японских фабриках установлено, что применение цианида натрия в качестве основного депрессора сфалерита и пирита вызывает существенную депрессию и медных минералов. В связи с этим почти на всех фабриках при переработке руд «Кууроко» подают сульфитные реагенты вместо цианида натрия.

Например, на фабрике «Фурутобе» (рис. 10.5) пульпу сначала кондиционируют с раствором двуокиси серы при $\text{pH } 5,5-5,8$, а затем флотируют с добавками цинкового купороса и смеси собирателей. Полученный концентрат после его доизмельчения перефлотируют с известковым раствором серы, сернистого газа (практически в виде гидросульфита кальция) и цинкового купороса при $\text{pH } 5-5,5$. Конечный медно-свинцовый концентрат переочищают в щелочной пульпе при $\text{pH } 12-12,5$; при этом пиритсодержащие хвосты объединяют с готовым пиритным концентратом.

На фабрике «Косака — Утинотай» (см. рис. 10.3) свинцово-медную флотацию после кондиционирования пульпы с раствором SO_2 и аэрофлотом для более полной депрессии активированных сульфидов цинка и железа и предотвращения депрессии галенита проводят в слабокислой среде (pH около 4).

При активации сульфидов цинка солями свинца хорошие результаты по их депрессии достигаются использованием комбинации сернистого натрия, сульфоксидного реагента и цинкового купороса. Устойчивость и эффективность флотационного процесса в этих условиях повышают с помощью системы автомати-



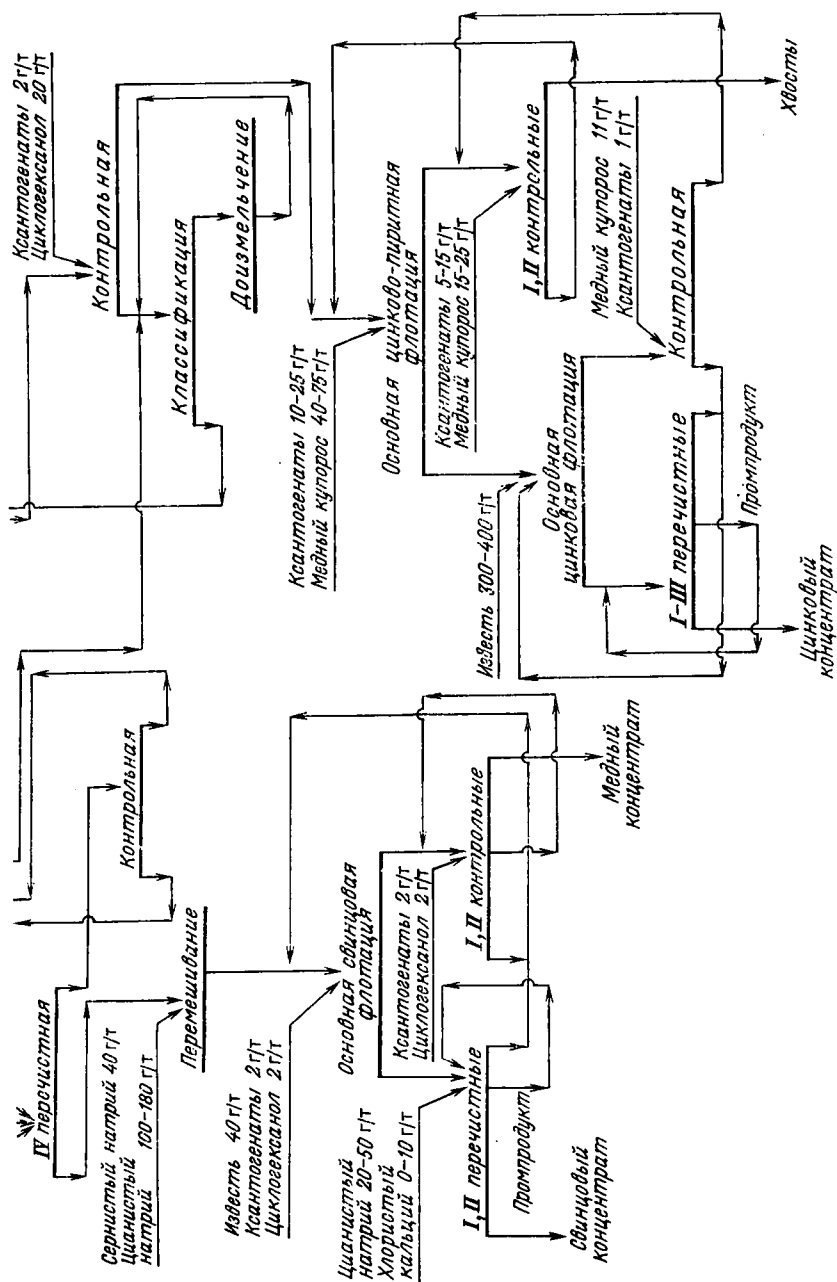


Рис. 10.4. Технологическая схема и режим обогащения руд на Зыряновской фабрике

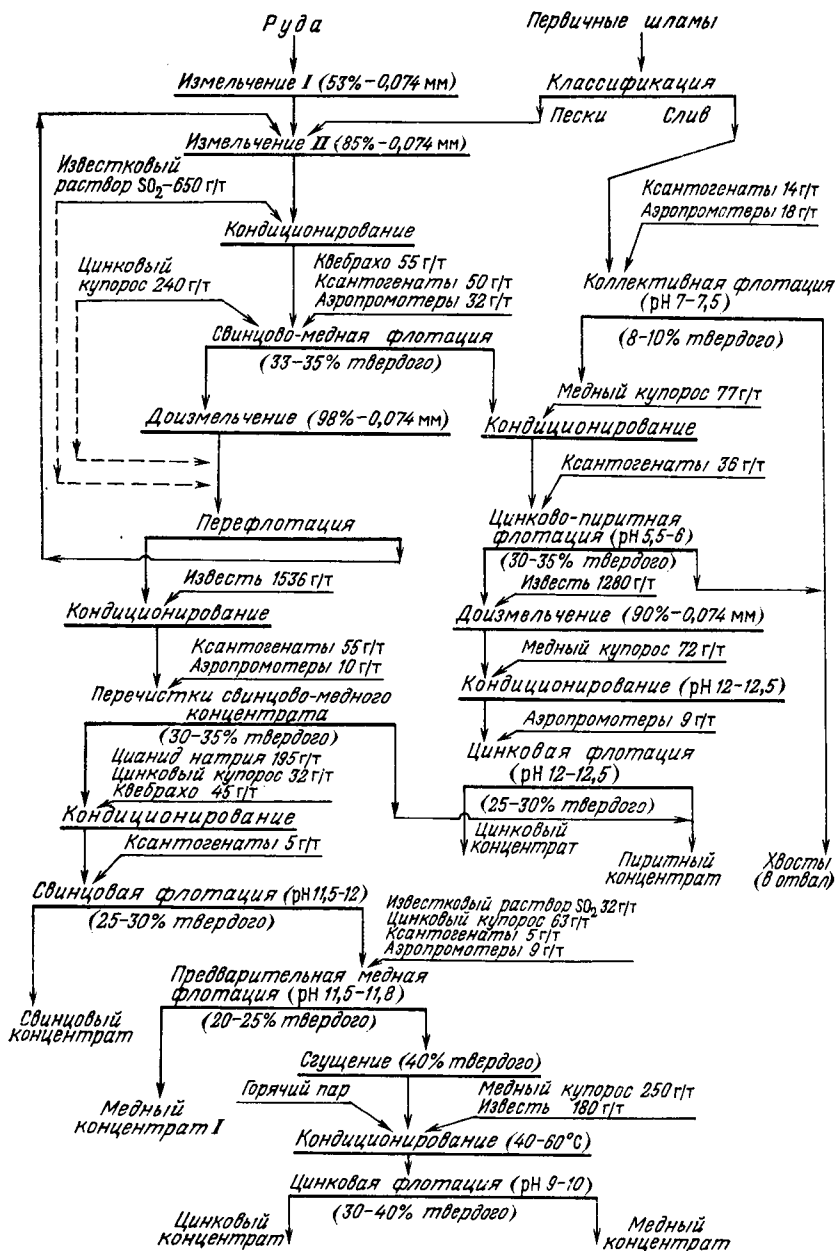


Рис. 10.5. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Фурутобе»

ческого контроля и регулирования, принципиальная схема которой показана на рис. 9.25, а.

Для предотвращения вредного влияния окисленных и вторичных минералов меди, вызывающих сильную активацию сульфидов цинка, на фабриках применяют сильные депрессоры цинковой обманки уже в стадии первичного измельчения руды, обрабатывают коллективный концентрат цианидом до и после его доизмельчения. Хорошие результаты в большинстве случаев получают при подаче сернистого натрия с целью связывания активирующих ионов меди в труднорастворимые сульфидные соединения. Поддерживая в соответствии с уравнением (8.6) концентрацию сульфидных ионов в пределах 10^{-19} и $10^{-20,8}$ моль/л (при рН 8), можно обеспечить предотвращение активации сфалерита и успешную флотацию медно-свинцовых минералов.

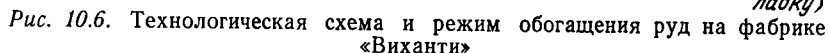
§ 10.6. РЕЖИМЫ РАЗДЕЛЕНИЯ СВИНЦОВО-МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Для разделения свинцово-медных концентратов используют методы, основанные как на депрессии флотации сульфидов меди, так и свинца [4]. Выбор метода определяется, в первую очередь, вещественным составом разделяемого концентрата.

При небольшом содержании меди, представленной главным образом халькопиритом, и высоком содержании галенита в свинцово-медном концентрате используют *бихроматный метод*, основанный на депрессии сульфидов свинца и активной флотации сульфидов меди. Свинцовый концентрат получают в виде камерного продукта. Данный метод используют на фабриках Швеции и Финляндии, например, на фабрике «Виханти» (рис. 10.6), на Кансайской фабрике в СССР.

Обработку свинцово-медного концентрата бихроматом проводят при рН 7, а последующую флотацию сульфидов меди (после небольшой добавки извести) — при рН не более 8, обеспечивающих наиболее эффективную депрессию галенита. Бихромат является эффективным депрессором неактивированного галенита, удовлетворительно депрессирует буланжерит, позволяет разделять сульфиды свинца и блеклую руду. Метод разделения с бихроматом отличается простотой и невысокими эксплуатационными затратами. Преимуществом его является также отсутствие потерь золота и серебра.

Недостатки бихроматного метода, приводящие к повышенным потерям свинца и меди в разноименных концентратах, обусловлены тем, что при его применении плохо депрессируется галенит, активированный ионами меди; отчасти подавляется борнит, что увеличивает потери меди в свинцовом концентрате, подавляется сфалерит, что затрудняет получение в камерном продукте высококачественного свинцового концентрата в случае небольшого содержания свинца в исходном продукте. Эти недостатки в значительной мере присущи предлагаемым методам, основанным на флотации сульфидов меди и депрессии галенита реа-



292

обходим тщательный контроль и регулирование не только рН, но и окислительно-восстановительного потенциала пульпы.

Недостатки бихроматного метода привели к замене его на ряде фабрик *цианидным*, основанным на депрессии сульфидов меди и флотации свинца. Цианидный метод обеспечивает более высокие показатели разделения свинцово-медных концентратов по сравнению с бихроматным и используется, например, на Белоусовской, Золотушинской и Зыряновской (см. рис. 10.4) фабриках в СССР, «Фурутобе» (см. рис. 10.5), «Шаканаи» в Японии.

Сульфиды меди депрессируют цианидом в щелочной среде (при рН около 10). Цианид эффективно депрессирует халькопирит и теннантит, не оказывая влияния на флотуемость, а иногда и активируя галенит. В результате разделения получают хороший свинцовый концентрат, поскольку имеющиеся в свинцово-медном концентрате частицы сфалерита и пирита депрессируются цианидом вместе с сульфидами меди, понижая качество медного концентрата.

С целью повышения эффективности цианидного разделения свинцово-медных концентратов используют добавки других реагентов. Так, добавки сернистого натрия (Зыряновская, Белоусовская фабрики) и иногда едкого натра (Белоусовская фабрика) способствуют повышению селективности процесса, добавки извести (Зыряновская фабрика) до 100 мг/л свободной СаО — снижению потерь меди в свинцовый концентрат, добавки жидкого стекла, сульфита, декстрина или квебрахо («Фурутобе») — улучшению стабильности процесса. Повысить извлечение свинца можно в ряде случаев аэрацией свинцово-медного концентрата перед его цианидным разделением (Золотушинская фабрика).

Устойчивость депрессии сульфидов меди цианидами в значительной мере зависит от их растворимости. Например, халькопирит почти не растворим в цианидах, и после растворения ксантогенатных соединений на его поверхности концентрация депрессора в пульпе изменяется незначительно, обеспечивая стабильную депрессию данного минерала. Вторичные сульфиды меди (ковеллин и халькозин), наоборот, легко растворимы в цианидах, и этим объясняется значительно худшая устойчивость их депрессии по сравнению с халькопиритом и неудовлетворительные результаты их отделения от сульфидов свинца по цианидной технологии. Недостатком цианидной технологии является также высокий расход цианида, в результате чего значительная доля золота (до 4—8 %) растворяется в операции разделения медно-свинцового концентрата, а сточные воды загрязняются цианидами.

Возможность снижения расхода цианида и совершенствования технологического процесса вытекает из анализа уравнений (6.6) и (6.7). Например, расчетное уравнение (6.7) можно представить следующим образом:

$$\lg [\text{CN}^-] = 0,42 + \frac{1}{2} \lg [\text{Cu} (\text{CN})_2^-] + \frac{1}{6} \lg [\text{ButKx}^-] + \frac{1}{12} \text{pH}. \quad (10.1)$$

Такой вид зависимости между концентрациями ионных компонентов наглядно показывает, что необходимая $[\text{CN}^-]$ и расход цианида будут тем меньше, чем ниже рН и концентрация

$\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ и ButKx^- -ионов в пульпе. Следовательно, расход цианида можно уменьшить, если в соответствии с уравнением (10.1) на фабрике:

понизить концентрацию Kx^- -ионов в пульпе до минимально необходимой для флотации сульфидов свинца подачей активированного угля, ионообменной смолы или предварительной десорбцией собирателя с поверхности медных минералов малыми концентрациями цианида или сернистого натрия в присутствии поглопителей ксантогената;

понизить концентрацию медно-цианистого комплекса в пульпе применением сорбентов, пассивацией поверхности вторичных сульфидов меди цинкцианистыми соединениями или созданием условий наименьшего окисления их поверхности повышением до разумных пределов плотности пульпы, или добавкой реагентов-восстановителей, не влияющих на флотируемость сульфидов свинца;

уменьшить рН пульпы до 10—10,5, например, дополнительной подачей соды и созданием буферной системы.

Практическое осуществление на фабриках названных путей сокращения расхода цианида и повышение экономических и технологических показателей разделения свинцово-медного концентрата возможно только через создание систем автоматического контроля и регулирования концентраций ксантогенатных, водородных ионов и соотношения концентраций медно-цианистого комплекса ионов в пульпе (см. рис. 6.11, в; 6.12, б, в; 9.12, б, в).

Недостатки цианидного метода привели к довольно широкому распространению на зарубежных фабриках («Федерал», «Бучанс», «Раммельсберг», «Дойашаки», «Иокото» и др.) *методов разделения свинцово-медных концентратов, основанных на депрессии сульфидов свинца сернистой кислотой (раствором SO_2) в сочетании с бихроматом, крахмалом, декстрином (рис. 10.7) или бихроматом и декстрином*. Сульфоксидные соединения оказывают, во-первых, глубокое депрессирующее действие на галенит в пределах оптимальных для его депрессии рН 5,8—7,5, и, во-вторых, активирующее воздействие на медные минералы. Все это существенно улучшает извлечение сульфидов меди и результаты разделения свинцово-медных концентратов.

Установлено, что собиратель, адсорбируемый на поверхности галенита при 20 °С, в слабокислой среде почти полностью десорбируется при нагревании пульпы свыше 60 °С, тогда как собиратель, адсорбируемый при равных условиях на халькопирите, при температуре более 70 °С практически не десорбируется. На основании этого для разделения свинцово-медных концентратов в Японии разработан процесс «горячей флотации», основанный на флотации сульфидов меди и депрессии галенита путем повы-

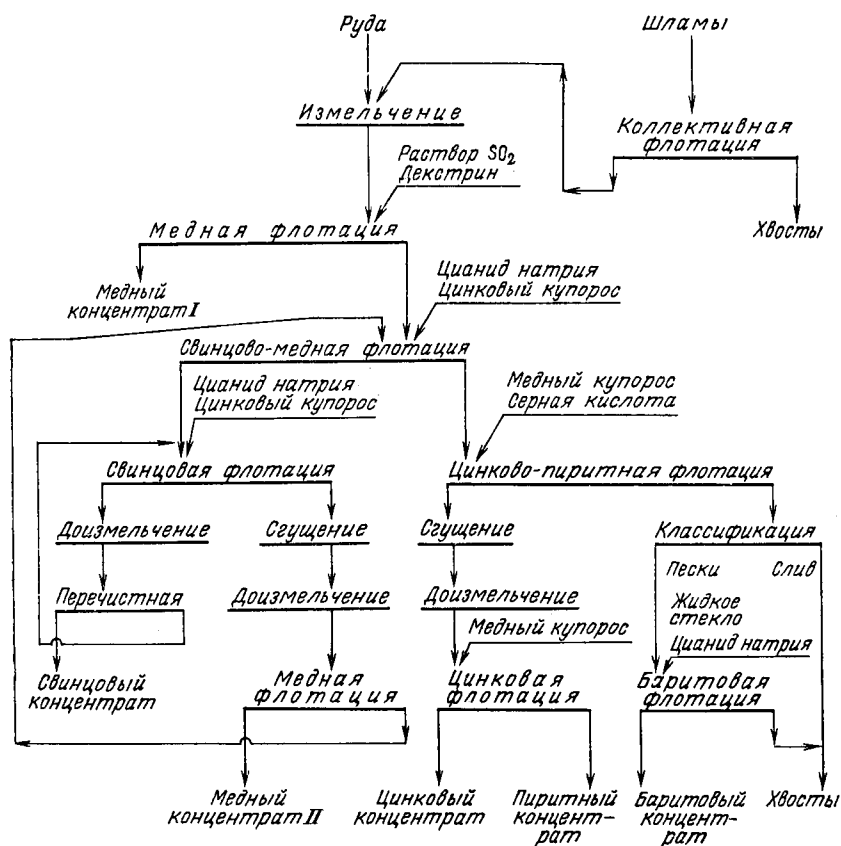


Рис. 10.7. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Таширо» с выделением «медной головки»

шения температуры пульпы примерно до 70°C без добавок реагентов (см. рис. 10.3).

В СССР и Болгарии для разделения свинцово-медных концентратов разработаны методы, основанные на флотации сульфидов меди и депрессии галенита сульфитом или тиосульфатом натрия с солью тяжелого металла (цинковым или железным купоросом, треххлористым железом или алюминием) при pH 5,5—6,2. Например, на Лениногорской (см. рис. 10.2) фабрике в СССР и фабрике «Керджали» в Болгарии для депрессии галенита используют сульфит натрия (1,1—2,6 кг/т концентрата) и железный купорос (0,6—3,5 кг/т концентрата) после предварительной десорбции собирателя с поверхности свинцово-медного концентрата сернистым натрием и активированным углем и понижения pH серной кислотой до 5,8. Небольшие добавки извести могут улучшить селективность разделения, позволяют сократить расход активированного угля, но расход сульфита натрия и железного купо-

роса при этом несколько увеличивается. Данный метод разделения позволил повысить на Лениногорской фабрике извлечение меди на 10 % при одновременном повышении качества медного концентрата. Кроме того, были исключены потери золота от растворения его цианидом.

Методы, основанные на применении сульфоксидных соединений, позволяют успешно разделять свинцово-медные концентраты, содержащие окисленные с поверхности или весьма тонкий галенит; их целесообразно применять при наличии благородных металлов и высоком соотношении содержаний свинца и меди в исходной руде. Однако при этом следует учитывать, что сернистая кислота в комбинации с бихроматом или крахмалом применима для подавления галенита в основном при наличии в руде халькопирита и в меньшей степени — халькозина. Сульфит натрия в сочетании с железным купоросом также наиболее эффективно депрессирует галенит только в том случае, если медь представлена халькопиритом; вторичные минералы меди (борнит и халькозин) нарушают селекцию.

Наиболее эффективный метод разделения свинцово-медных концентратов, содержащих борнит, халькозин и халькопирит, — *цинкианистый*, предложенный Ю. И. Еропкиным. Метод основан на флотации галенита при депрессии сульфидов меди в содовой среде смесью цианида и цинкового купороса, взятых в соотношении, необходимом для образования комплексной цинкианистой соли $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$. В течение длительного времени его используют для разделения свинцово-медных концентратов на Джезказганской фабрике, перерабатывающей полиметаллические руды, медь в которых представлена в основном борнитом и халькозином. Результаты разделения улучшаются осуществлением стадийного измельчения руды (с применением стержневых мельниц), применением флотационных машин, позволяющих флотировать крупный материал (например, машин пенной сепарации, виброфлотомашин и др.), использованием систем автоматизации (см. рис. 9.12, 2).

Для повышения селективности разделения на рудах с высоким содержанием халькозина разработана технологическая схема (рис. 10.8) 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, получаемый 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 удале-

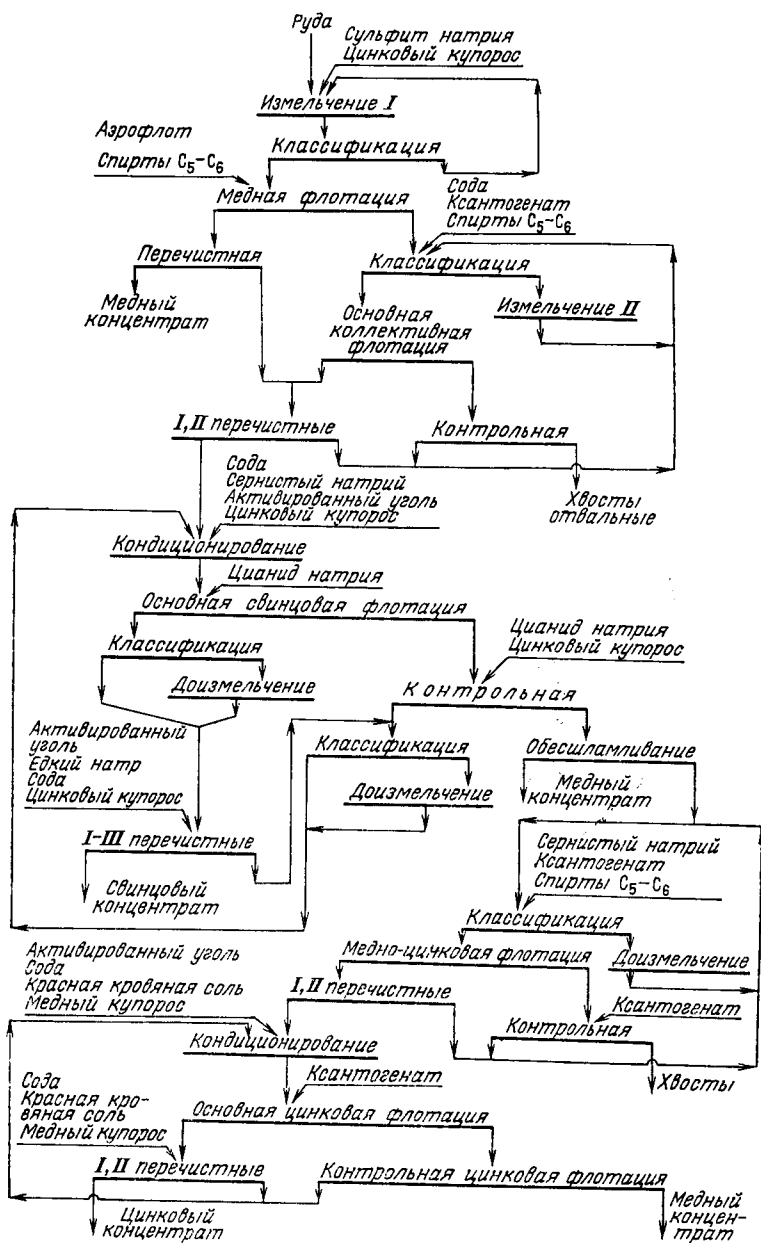


Рис. 10.8. Технологическая схема обогащения джезказганских полиметаллических руд

ния из него минералов породы, после чего флотируют сфалерит при депрессии медных минералов феррицианидом (см. рис. 10.8).

Халькопирит, содержащийся в медном концентрате, плохо поддается депрессии феррицианидом и переходит в цинковый концентрат. При высоком содержании его в руде проводят обезжелезивание цинкового концентрата, обеспечивая депрессию сульфидов цинка цианидом (см. рис. 10.8).

§ 10.7. ИЗВЛЕЧЕНИЕ СУЛЬФИДОВ ЦИНКА И ЖЕЛЕЗА

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

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

Прямую селективную флотацию сульфидов цинка из хвостов медно-свинцовой флотации проводят по стандартным схемам и режимам с использованием медного купороса, извести (рН 10—12), различных ксантогенатов (этилового, изопропилового, изобутилового, бутилового, амилового) и реагента Z-200, а также сочетания слабых собирателей (диизопропилдитиофосфата натрия, этилового ксантогената, реагента Z-200) с амиловым или изоамиловым ксантогенатами. Сначала обычно подают известь для депрессии сульфидов железа, а затем медный купорос (35—500 г/т) для активации сульфидов цинка. Для 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.).

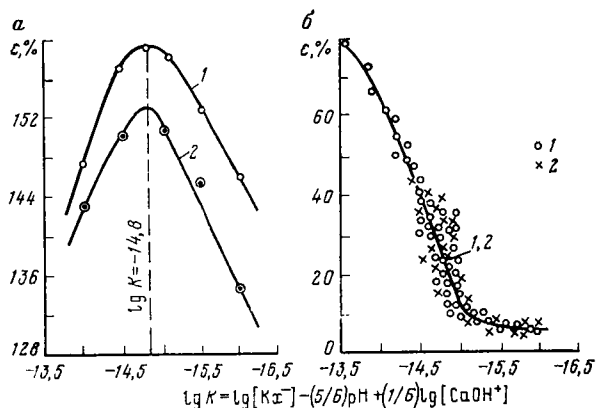


Рис. 10.9. Влияние значения $\lg K$ на суммарное извлечение ε цинка и железа в одноименные продукты (а) и извлечение железа в концентрат (б) в операциях основной и цинковой флотации на Белоусовской (1) и Зырянской (2) фабриках

Значительные колебания вещественного и ионного составов пульпы при флотации приводят к существенным изменениям извлечения металлов в концентраты. Для оптимизации реагентного режима и стабилизации процесса цинковой флотации может быть использована система автоматизации, принципиальная схема которой показана на рис. 9.25, б.

Исследованиями на Зырянской и Белоусовской фабриках установлено, что необходимая по уравнению (6.4) для полной депрессии пирита (рис. 10.9, б) концентрация ионов кальция в пульпе (при $\lg K = -15,2$) приводит к некоторой депрессии и сульфидов цинка. Максимальное суммарное извлечение цинка и железа в одноименные продукты на обеих фабриках в операции основной (как и контрольной) цинковой флотации достигается при $\lg K = -14,8$ (см. рис. 10.9, а). В перерасчетных же операциях необходимо поддерживать $\lg K = -15,2$, обеспечивающий полную депрессию пирита [уравнение (6.4)], так как только в этом случае получают высококачественный конечный цинковый концентрат. Высокое извлечение цинка при этом будет обеспечиваться тем, что несплотировавшиеся зерна сфалерита, поступая с хвостами перерасчетных операций в основную флотацию с более мягким режимом депрессии, вновь перейдут в концентрат основной флотации и возвратятся в перерасчетную операцию. Добавка извести в перерасчетку цинкового концентрата с целью повышения его качества общепринята.

Важный параметр в цинковом цикле флотации — регулирование температуры пульпы. Так, подогрев пульпы в цикле цинковой флотации на Лениногорской фабрике и фабрике «Фурутобе» до $18-20^\circ\text{C}$, на фабрике «Косака-Утинотай» (до 30°C) позволил вести процесс устойчиво независимо от времени года.

Цинково-пиритный концентрат перед разделением перемешивают в известковой среде при pH не ниже 11 (на фабрике «Фуртобе» при pH 12—12,5) в условиях аэрации совместно с активированным углем (0,5—1 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 («Экстолла»), понижением pH пульпы до 5—5,5 серной кислотой («Мегген» и «Булиден») или продувкой сернистого газа (фабрики ФРГ). Иногда для активации пирита используют соду (15—400 г/т).

§ 10.8. ПРЯМАЯ СЕЛЕКТИВНАЯ ФЛОТАЦИЯ РУД И КОЛЛЕКТИВНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Прямую селективную флотацию полиметаллических руд и коллективных концентратов используют гораздо реже, чем коллективно-селективную, как по технико-экономическим соображениям, так и вследствие технологических трудностей ее осуществления.

Прямую селективную флотацию применяют на фабрике «Лейк Джордж», перерабатывающей тонковкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием пирита (до 20 %). Сульфидные минералы в рудах представлены главным образом халькопиритом, галенитом, сфалеритом, пиритом. Вначале флотируют сульфиды меди, подавая 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.

На фабрике «Шаканаи» принципиально ту же технологию используют для разделения коллективного концентрата. Вначале при pH 6,3 флотируют сульфиды меди (халькопирит и теннантит) при депрессии остальных сульфидов сернистым газом, цинковым купоросом и декстрином, затем при pH 8,5—9 — сульфиды свинца в присутствии цианида и цинкового купороса, при pH 11—11,5 — сульфиды цинка после активации их медным купоросом, и при pH 2—3 — сульфиды железа.

Несколько иную технологию используют при разделении коллективного концентрата на фабрике «Тсумеб», перерабатывающей руду, содержащую теннантит, халькозин, борнит, галенит и сфалерит. Основную долю сульфидов свинца и цинка в цикле

медной флотации, проводимой с изопропиловым ксантогенатом (48 г/т концентрата), депрессируют известью (12,7 кг/т концентрата), подавая ее в контактный чан, основную флотацию и перемешивающий аппарат концентрата. Полученный медный концентрат подвергают обесвинцеванию путем флотации галенита и подавления медных минералов гидрохлоридом кальция (680 г/т концентрата). Из хвостов медного цикла флотируют сульфиды цинка изопропиловым ксантогенатом (45 г/т концентрата) при депрессии галенита бихроматом (900 г/т) и реагентом 610 (36 г/т концентрата). Свинцовый концентрат получают камерным продуктом. Возможны и другие варианты прямой селективной флотации руд и коллективных концентратов, но все они обычно уступают вариантам коллективно-селективной флотации, полнее учитывающим особенности флотационных свойств разделяемых сульфидных минералов.

§ 10.9. 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 преобладающего характера загрязняющих минералов получаемые концентраты подвергают обезмеживанию, обезжелезнению, обесвинцеванию или обесцинкованию.

Так, например, цинковые минералы, содержащиеся в свинцово-медном концентрате, при цианидных методах разделения переходят в медный концентрат, а при применении сульфоксидных реагентов — в свинцовый. В последнем случае их можно извлечь (Ленинградская 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 сульфата 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» (см. рис. 10.3).

При использовании цианидной технологии разделения свинцово-медных концентратов обесцинкованию подвергают в ряде случаев медные концентраты, получаемые камерным продуктом в виде хвостов свинцовой флотации. Например, на фабрике «Шананай» хвосты свинцовой флотации подогревают до 60 °С и флотируют цинковые минералы с применением амилового ксантогената, метилизобутилкарбинола, медного купороса, активированного угля и квебрахо. На фабрике «Фурутобе» (см. рис. 10.5), наоборот, после добавки раствора сернистого газа, цинкового купо-

роса и смеси аэропромотеров флотируют основную массу сульфидов меди при рН около 12. Полученные хвосты сгущают до 40 % твердого и 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, обезжелезиванию и обезжелезнению по методу Л. Б. Дебрийной 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 (рН 5—5,2) для депрессии сфалерита, а затем проводят флотацию пирита этиловым ксантогенатом. При этом содержание цинка в цинковом концентрате повышается 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.

§ 10.10. КОМПЛЕКСНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ И КОМПЛЕКСНЫХ 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 %. Себестоимость обогащения 1 т руды составляет 3,5—2,3 дол. по данным зарубежных фабрик производительностью 135—2700 тыс. т/год.

Повышение комплексности использования полиметаллических руд достигается попутным извлечением или доизвлечением при их переработке пирита, барита, золота, серебра и некоторых других металлов и элементов как в виде отдельных продуктов, так и в составе основных концентратов.

Например, на фабрике «Тсумеб» получают германиевый продукт, в котором германий представлен в основном германитом $(\text{CuS})_6\text{GeS}$. Для этого предварительно полученный в режиме Шеридана—Гриссвольда германийсодержащий свинцово-медный концентрат обрабатывают в течение 10 мин сернистой кислотой (1,8 кг/т) и крахмалом (0,58 кг/т) при pH 5,2, а затем после подачи извести (4 кг/т) из него флотируют германит. Концентрат основной флотации после перечистки обжигают. Сернистый газ улавливают и получающийся раствор сернистой кислоты используют в цикле германиевой флотации, хвосты которой поступают на обычное разделение на свинцовый и медный концентраты.

При содержании молибденита в рудах свинцово-молибденовые концентраты можно разделять после их сгущения и доизмельчения с использованием для депрессии галенита или высоких концентраций сернистого натрия, или хромпика в слабокислой среде и фосфата натрия, или больших расходов сульфита натрия и железного купороса после предварительной десорбции собирателя сернистым натрием и отмывки или пропарки концентрата в течение 30 мин при температуре 85—90 °C с известью и активированным углем (3 и 0,5 кг/т соответственно).

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.

Достаточно эффективны для извлечения свободного золота золотоизвлекательные секции на Лениногорской, Зыряновской и Белоусовской фабриках. Секция извлечения шихтового золота, например, на Зыряновской фабрике (рис. 10.10) состоит из циклов выделения черногового гравитационного концентрата с применением отсадки на разгрузке мельниц рудного измельчения, классификации и рудогалечного доизмельчения черногового кон-

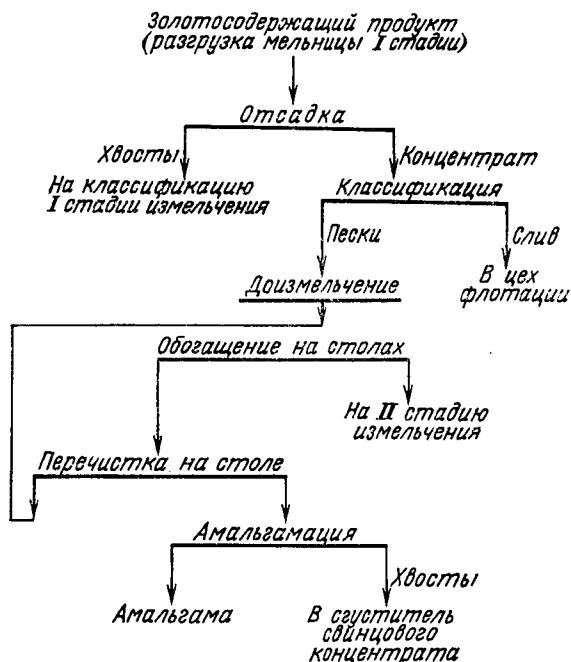


Рис. 10.10. Схема извлечения золота на золотосодержащей секции Зыряновской фабрики

концентрата отсадочных машин до крупности 47—50 % — 0,074 мм, обогащения черного гравитационного концентрата на концентрационных столах, амальгамации концентратов (золотой головки) и отпарки амальгамы.

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 сорбцию их или активированным углем, или ионообменными сорбентами.

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

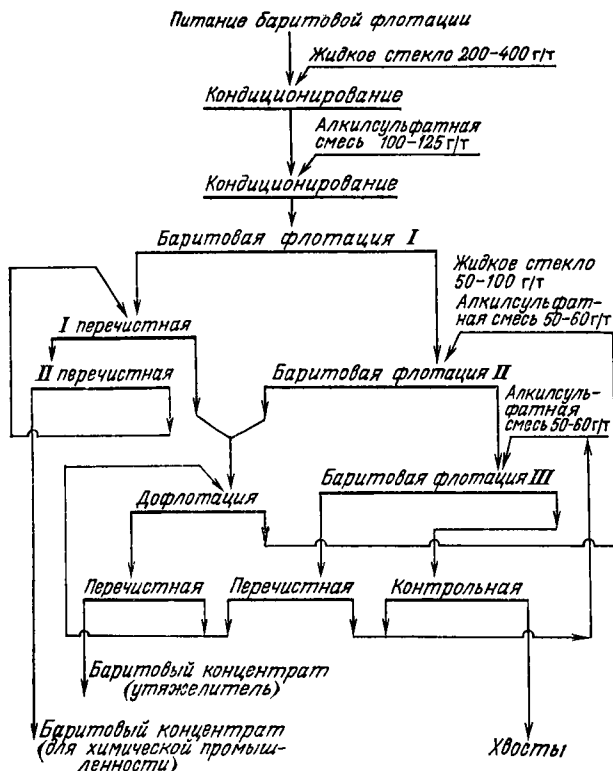


Рис. 10.11. Технологическая схема и режим баритовой флотации на Кентауской фабрике

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.

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. 10.11), предусматривающие получение концентрата для химической промышленности.

§ 10.11. СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ И СМЕШАННЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

При флотационном обогащении окисленных и смешанных полиметаллических руд проводят обычно последовательное флотационное извлечение содержащихся в руде сульфидов в одноименные или коллективный сульфидный концентраты, окисленных свинцовых и медных минералов в окисленный свинцовый или свинцово-медный концентрат и окисленных цинковых минералов в окисленный цинковый концентрат. При значительном содержании в руде охристо-глинистых шламов и растворимых солей их удаляют при промывке крупнодробленого рудного материала.

Сульфиды свинца, меди и цинка флотируются довольно легко. В ряде случаев обнаруживается возможность почти полного извлечения сульфидов меди, свинца и цинка из смешанных руд одним пенообразователем (сосновым маслом, ИМ-68 циклогексоном). Однако для более полного извлечения пирита в «сульфидную головку» (чтобы исключить последующее загрязнение пиритом окисленного свинцового концентрата) приходится, как правило, применять несколько повышенные загрузки скантогената.

При содержании в рудах легкофлотируемых силикатов породы их можно депрессировать подачей незначительного количества КМЦ в основную флотацию и проведением перечисток коллективного сульфидного концентрата в слабокислой среде (рН 4,5—6,5) при небольших добавках жидкого стекла или КМЦ. Получающиеся при этом высококачественные коллективные сульфидные концентраты, содержащие не более 15 % породы, — хорошее сырье для металлургического передела, их можно направлять на разделение для получения одноименных сульфидных концентратов.

Возможность и эффективность селективной флотации содержащихся в смешанных рудах сульфидов как при флотации их из руды, так и при разделении коллективных концентратов, уменьшаются с увеличением в руде содержания вторичных сульфидов меди, степени активации и взаимопрорастания сульфидных минералов. Окисление поверхности сульфидов железа при высоком содержании их в руде, приводящее к образованию высокой концентрации растворимых солей в пульпе, также затрудняет селективную флотацию сульфидных минералов и ухудшает извлечение металлов в одноименные концентраты.

Приемлемые показатели селективной флотации сульфидов получены только на рудах с незначительным содержанием вторичных сульфидов и окисленных минералов меди, когда не наблюдается поглощения большого количества цианида, предназначенного для депрессии сульфидов цинка и железа. В иных случаях необходима предварительная обработка коллективного сульфидного концентрата большими расходами цианида и сернистого натрия с целью дезактивации сульфидов.

Значительная часть сульфидов свинца и меди в свинцово-медном концентрате, получаемом при обогащении *смешанных руд*,

находится обычно в тесном взаимопрорастании. Поэтому свинцово-медный концентрат следует рассматривать как исходный продукт для металлургического передела.

Возникают трудности и при разделении коллективных медно-цинковых концентратов. Так, на одной из японских фабрик окончательные медные и цинковые концентраты получают только после фильтрования, доизмельчения и окисления медно-цинкового концентрата, флотации сульфидов цинка, обработки пенного продукта цианидом и перефлотации. В тех редких случаях, когда удается получить приемлемые показатели разделения сульфидов, это сопровождается высокими затратами, большими потерями благородных металлов (более 25 %) и излишним загрязнением сточных вод ядовитыми реагентами. Поэтому, возможно, наиболее рациональным способом переработки получаемых при обогащении смешанных полиметаллических руд коллективных концентратов является их металлургический передел.

Максимальное извлечение окисленных свинцовых минералов в одноименный концентрат достигается лишь при поддержании оптимальной концентрации сульфидных ионов в пульпе (см. рис. 9.5). При переменном составе перерабатываемых окисленных и смешанных руд это может быть осуществлено только при автоматическом контроле и регулировке расхода сульфидизатора (см. рис. 9.13) с использованием в качестве датчика $[S^{2-}]$ в пульпе сульфидсеребряного или платинового электрода.

Получению максимального извлечения окисленных минералов свинца способствует также поддержание оптимального содержания твердого (33—35 %) и максимальной аэрации пульпы в камерах основной флотации, использование в качестве пенообразователей реагентов типа соснового масла. Успешное подавление легкофлотируемых силикатов при этом обеспечивается подачей КМЦ (200—400 г/т) в основную окисленную свинцовую флотацию при поддержании pH пульпы в довольно узких пределах (9,2—9,6). Эти же значения pH являются оптимальными, если окисленные свинцовые минералы представлены труднофлотируемыми минералами типа миметизита. Причем в последнем случае целесообразно использовать не бутиловый, а высшие ксантогенаты, обеспечивающие (при тех же расходах) повышение извлечения свинца на 5—7 %.

Для извлечения окисленных цинковых минералов из хвостов окисленной свинцовой флотации могут быть использованы как метод Андреевой (флотация с ксантогенатом после предварительной «горячей» сульфидизации и активации медным купоросом), так и экономически более выгодный метод Рея (флотация первичными алифатическими аминами в присутствии сульфидизатора или обычной температуре). Обязательным в первом случае является предварительное удаление шламов. При обесшламливании в сгустителях (по —0,005 мм) для повышения эффективности их работы необходимо подавать в хвосты окисленной свинцовой флотации до 500 г/т жидкого стекла.

Если окисленные минералы цинка извлекают по методу Андреевой, то важно обеспечить максимальную плотность материала, поступающего на «горячую» сульфидизацию, в качестве пенообразователя использовать реагенты типа соснового масла. Дорогостоящий изоамиловый ксантогенат можно заменить сравнительно дешевыми «сухими» высшими ксантогенатами C_6-C_8 или C_7-C_9 . При флотации окисленных цинковых минералов катионными собирателями из руд с высоким содержанием легкофлотируемых силикатов породы следует использовать разработанную для этих целей технологию, основанную на перефлотации черногого окисленного цинкового концентрата в слабокислой среде при депрессии цинковых минералов крахмалом. Порода в этом случае переходит в пенный продукт.

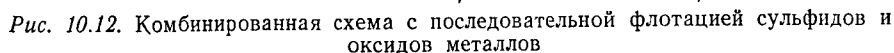
Суммарное извлечение металлов в концентраты по схеме последовательной флотации минералов, как правило, близко к максимально возможному. Однако при применении только флотационных методов наблюдаются значительные потери металлов (особенно меди) в разноименных концентратах. Чтобы обеспечить максимальное извлечение каждого металла в одноименные концентраты или продукты, в схему необходимо вводить гидрометаллургические операции.

§ 10.12. КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД

Схема с последовательной флотацией сульфидов и оксидов металлов. По данной схеме (рис. 10.12) получаемый из хвостов коллективной сульфидной флотации окисленный свинцовый концентрат, обычно загрязненный оксидами меди и цинка, подвергают серноокислотному выщелачиванию. В результате четырехстадийного противоточного выщелачивания при обычной температуре в 7 %-м растворе серной кислоты при $T:Ж = 1:3$ и общем времени выщелачивания 3 ч достигается эффективный переход меди и цинка в раствор. Расход серной кислоты не превышает 130 % теоретически необходимого. Медь из раствора выщелачивания может быть выделена электролизом в две стадии. В I стадии при плотности тока 100 А/м^2 получают катодную медь, во II при плотности 300 А/м^2 — губчатую медь. Отработанный цинксодежащий электролит утилизируют при выщелачивании окисленного цинкового концентрата. Раствор нейтрального выщелачивания окисленного цинкового концентрата после цементации меди пригоден для электролиза цинка из него.

Переработка окисленных и смешанных полиметаллических руд по такой схеме позволяет повысить качество свинцового концентрата, извлечение цинка и получить значительную часть меди в виде металла, извлечение меди на 15—20 % выше, чем при применении только флотационных методов.

Рассматриваемой технологической схеме, включающей последовательную флотацию полезных минералов, присущи следующие недостатки:



необходимость тщательного контроля реагентного режима, что при отсутствии на фабрике необходимых систем автоматизации не всегда оказывается возможным вследствие резких изменений вещественного состава окисленных и смешанных медно-свинцово-цинковых руд;

309

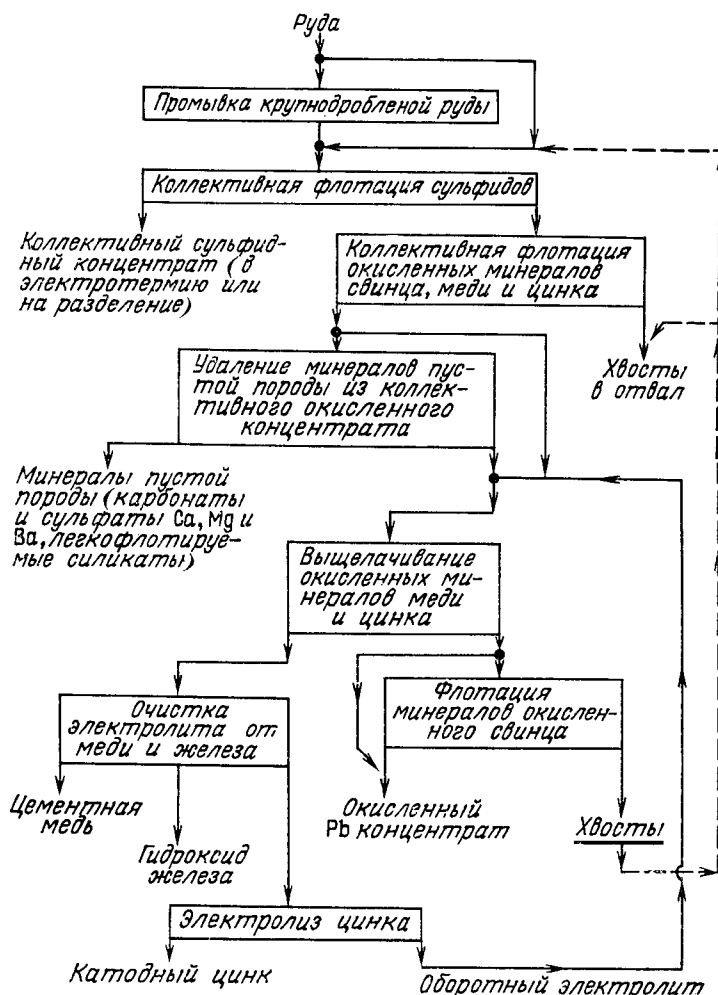


Рис. 10.13. Комбинированная схема с получением коллективных сульфидного и окисленного концентратов

Схемы и режимы с получением коллективных сульфидного и окисленного концентратов. Учитывая, что окисленные минералы свинца, меди и цинка легко флотируются жирнокислотными собирателями, более рациональной представляется комбинированная схема (рис. 10.13), предусматривающая получение при переработке окисленных и смешанных полиметаллических руд сложного состава двух коллективных концентратов: сульфидного и окисленного.

Коллективная флотация сульфидов довольно легко осуществляется с помощью сульфидрильных собирателей в слабощелочной среде. Высокое извлечение окисленных минералов свинца, меди и

цинка из необесшламленных хвостов сульфидной флотации в коллективный окисленный концентрат обеспечивается применением таких собирателей, как олеиновая кислота или ректификат таллового мыла. Депрессию кварца и каркасных алюмосиликатов в процессе основной флотации с применением жирнокислотных собирателей можно значительно усилить частичной заменой жидкого стекла сернистым натрием; депрессию карбонатной породы — применением полимеров акриловой кислоты.

Коллективный сульфидный концентрат направляют на разделение или металлургический передел; коллективный окисленный концентрат подвергают непосредственному выщелачиванию серной кислотой. При этом около 99 % как меди, так и цинка переходят в раствор, откуда их выделяют электролизом. Остаток выщелачивания, представленный свинцовыми минералами, направляют на свинцовую плавку. При незначительном содержании меди в растворе выщелачивания она может быть удалена из него цинковой пылью в виде цементной меди перед электролизом цинка. При такой технологии исключается необходимость обесшламливания рудного материала, реагентный режим и управление процессом предельно просты, а извлечение металлов в конечную продукцию металлургических заводов максимально.

Несмотря на бесспорные достоинства такой технологии, она до настоящего времени не нашла промышленного применения. Объясняется это тем, что почти все окисленные и смешанные руды цветных металлов имеют значительные содержания карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов породы, которые так же, как и полезные минералы, охотно флотируются с жирнокислотными (оксигидрильными) собирателями и загрязняют коллективный окисленный концентрат. Качество концентрата при этом падает, расход серной кислоты при выщелачивании резко возрастает, усложняется промывка остатка выщелачивания, а имеющиеся легкофлотируемые силикаты породы и образующиеся в процессе выщелачивания сульфаты щелочноземельных металлов (главным образом, гипс) понижают содержание свинца в остатке выщелачивания до 10—26 % и он становится непригодным для свинцовой плавки. Реагенты, применяемые для депрессии карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов породы в процессе жирнокислотной флотации при больших расходах вызывают обычно депрессию и полезных минералов.

Рассматриваемую технологию можно применять, если использовать режим (см. рис. 9.15), обеспечивающий получение высококачественных монометаллических или коллективных окисленных концентратов даже при значительном содержании в рудах карбонатов и сульфатов пустой породы. По данному способу к черновому окисленному концентрату, полученному жирнокислотной флотацией и загрязненному карбонатами, сульфатами и легкофлотируемыми силикатами породы, добавляют сернистый натрий и соду, после чего без удаления жидкой фазы пульпы и отмывки реагентов и при поддержании концентрации сульфидных ионов не менее

0,5—1 мг/л флотируют минералы породы при депрессии окисленных минералов свинца, меди и цинка. Удаление 92—96 % породы из черного концентрата достигается при весьма незначительных потерях металлов.

Выщелачивание окисленных меди и цинка из коллективного окисленного концентрата (после удаления карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов породы, см. рис. 9.15) серной кислотой протекает весьма эффективно при обычной температуре без предварительного обжига исходного материала. Эффективное выщелачивание окисленных минералов меди и цинка из концентрата может быть осуществлено и при применении аммиачных смесей. Остаток выщелачивания пригоден для свинцовой плавки.

Могут быть случаи, однако, когда из-за небрежного ведения процесса коллективной окисленной флотации или при резко переменном составе руд в коллективный окисленный концентрат переходят не только карбонаты, сульфаты и легкофлотируемые силикаты породы, но и другие породные минералы, не удаляемые при перефлотации черного окисленного концентрата с сернистым натрием и содой. В таких случаях (особенно при незначительном содержании окисленных свинцовых минералов в руде) содержание свинца в остатке выщелачивания понижается.

При желании окисленные свинцовые минералы из остатка выщелачивания могут быть извлечены в высококачественный свинцовый концентрат перефлотацией данного продукта в условиях одного из следующих режимов: предварительной сульфидизации и флотации с помощью ксантогената; предварительного перемешивания с содой и жидким стеклом и флотации с олеиновой кислотой; флотации с алкилсульфатом натрия при pH 1,5—1,7. Обязательное условие при этом — предварительная отмывка остатка выщелачивания до pH, близкого к нейтральному.

По сравнению со схемой, включающей последовательную флотацию полезных минералов (см. рис. 10.12), извлечение металлов по рассматриваемой технологии (см. рис. 10.13) выше. Достоинство ее — также отсутствие операций обесшламливания хвостов сульфидной флотации и их доизмельчения с 75 до 90 % —0,074 мм.

Схемы и режимы с получением одного коллективного сульфидно-окисленного концентрата. Желательность и перспективность применения такой схемы обусловлены следующими обстоятельствами:

раздельная флотация сульфидов и оксидов в соответствующие коллективные концентраты становится затруднительной при незначительном содержании или сульфидов, или оксидов металлов в исходной руде;

в коллективном сульфидном концентрате по 10—12 % меди и цинка представлены обычно окисленными минералами, извлечение которых в металл дешевле осуществить выщелачиванием;

при коллективной сульфидно-окисленной флотации значительно (почти в 2 раза) сокращается флотационное и вспомогательное

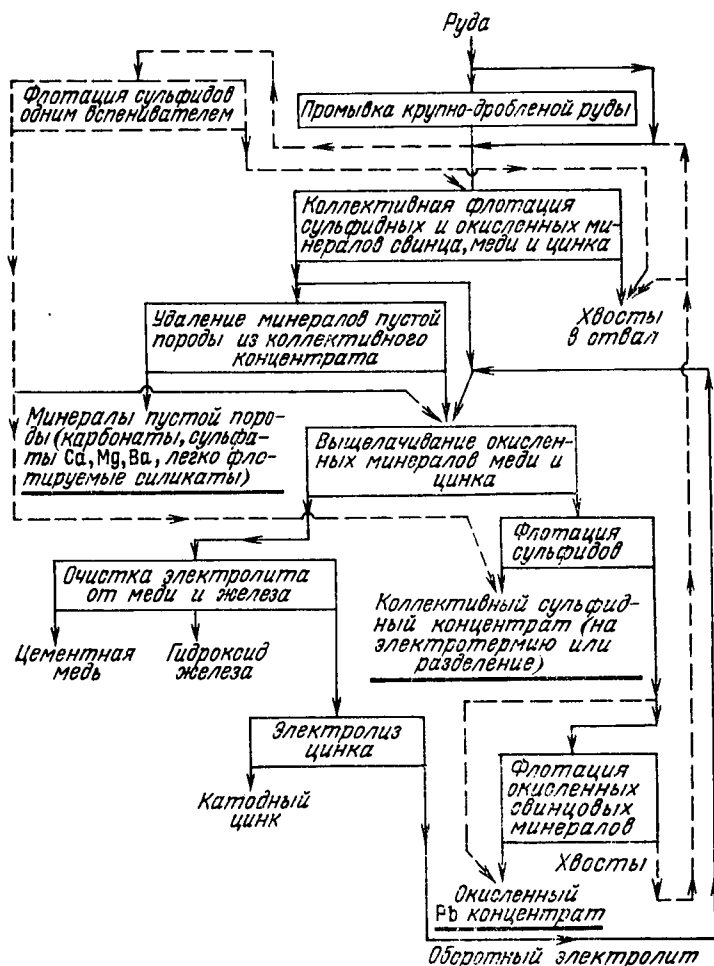


Рис. 10.14. Комбинированная схема с получением одного сульфидно-окисленного коллективного концентрата

оборудование, а также расход и число применяемых флотационных реагентов.

В качестве собирателя при коллективной сульфидно-окисленной флотации используют олеиновую кислоту или ректификат таллового масла, необходимый расход которого примерно в 2—2,5 раза меньше, чем олеиновой кислоты. При флотации руд с высоким содержанием тонких классов материала целесообразно часть сульфидов предварительно извлечь флотацией одним пенообразователем (сосновым маслом, ИМ-68, циклогексанолам).

Принципиальная схема переработки смешанных полиметаллических руд с предварительным получением коллективного сульфидно-окисленного концентрата показана на рис. 10.14.

Установлено, что после удаления из коллективного концентрата легкофлотируемых алюмосиликатов, карбонатов и сульфатов щелочноземельных металлов (см. рис. 9.15) отделение сульфидов от окисленных свинцовых минералов можно осуществить в кислой среде (pH меньше 1,5) как в процессе выщелачивания коллективного концентрата, так и флотацией осадка сернокислотного выщелачивания после отмывки и последующей репульпации его. В последнем случае для создания необходимого pH используют серную, щавелевую или уксусную кислоту. Хорошей флотируемостью в этих условиях обладают только сульфиды. Окисленные свинцовые минералы практически полностью остаются в камерном продукте.

Результаты селекции не зависят от того, что применяли в качестве собирателя при получении коллективного сульфидно-окисленного концентрата: олеиновую кислоту, олеат натрия, смесь олеиновой кислоты и керосина или талловое масло. Флотация сульфидов протекает быстро и не требует ни собирателя, ни пенообразователя. Извлечение сульфидов свинца, меди, цинка и железа в концентрат, содержащий не более 14 % породы (в основном в виде сростков), составляет более 95 % от операции. В зависимости от типа исходных руд содержание основных металлов в получаемых сульфидных концентратах изменялось в следующих пределах: свинца 6—10 %, меди 6,5—13 %, цинка 21—28 %, но во всех случаях было выше, чем в «сульфидной головке», полученной из руды при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената.

Интенсивная флотация сульфидных минералов в рассматриваемых условиях обусловлена, по-видимому, тем, что:

в процессе выщелачивания и при флотации в кислой среде (pH меньше 1,5) на поверхности сульфидов образуется гидрофобная пленка элементарной серы;

гидрофобизация поверхности сульфидов усиливается физической сорбцией имеющейся в пульпе олеиновой кислоты. При общей плотности сорбции собирателя на поверхности сульфидов в 1—2 условных монослоя доля физически сорбированного собирателя составляет 90—95 %;

олеиновая кислота при pH меньше 1,5 сохраняет пенообразующие свойства, обеспечивая необходимую диспергацию воздуха в пульпе и устойчивость пены.

Окисленный свинцовый концентрат получается в виде хвостов сульфидной флотации. При неблагоприятных условиях и низком содержании свинца в данном продукте окисленные свинцовые минералы можно извлечь в высококачественный концентрат флотацией, например, алкилсульфатом натрия. Близость технологических показателей, полученных при применении схем, показанных на рис. 10.13 и 10.14, при эксплуатационных и экономических преимуществах второй схемы позволяет считать ее наиболее перспективной и экономически выгодной при переработке смешанных медно-свинцово-цинковых руд сложного и переменного веществ-

ного состава. Единственное условие в этом случае — создание небольших флотационных установок при гидрометаллургических цехах полиметаллических комбинатов. Следует отметить, что сульфидно-окисленный медно-свинцово-цинковый концентрат может быть полностью переработан с высокой эффективностью и на электротермических установках.

Несколько иной вариант переработки сульфидно-окисленных полиметаллических концентратов предложен в «Нипроруде» (Болгария). Он предусматривает следующие операции: окислительный обжиг коллективного сульфидно-окисленного концентрата; сернокислотное выщелачивание с получением раствора, содержащего медь, цинк, и твердого остатка (кека), содержащего окисленный свинец, благородные металлы и минералы породы. Остаток подвергают выщелачиванию аминами, в результате чего свинец переходит в раствор в виде соответствующих комплексных аминосоединений.

Остаток от выщелачивания аминами имеет незначительное содержание свинца, меди и цинка, основную часть благородных металлов, минералы породы и высокое содержание железа. Карбонизация раствора аминного выщелачивания углекислым газом позволяет осадить свинец в виде основного карбоната, из которого восстановительной плавкой можно получить свинец высокой чистоты (99,99 % свинца).

Аминные растворы после осаждения из них свинца регенерируют известью. При этом регенерируется до 98 % исходного амина. Регенерированные растворы обладают такой же реакционной способностью, как и растворы аминов, не бывших в употреблении. Перешедшие в сернокислый раствор цинк и медь могут быть извлечены в виде чистых металлов, например, электролизом.

Технологические показатели по предлагаемой комбинированной флотационно-металлургической схеме, как и по схеме, показанной на рис. 10.14, значительно выше показателей по чисто флотационной схеме.

ГЛАВА 11. МЕДНО-НИКЕЛЕВЫЕ РУДЫ

§ 11.1. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД

Сульфидные медно-никелевые руды — основной источник получения никеля. Попутно извлекают также медь, серу и другие ценные компоненты. Помимо основных извлекаемых компонентов (никеля, меди и серы) в рудах присутствуют обычно такие сопутствующие элементы, как золото, серебро, кобальт, палладий, платина, селен, теллур и другие редкие и рассеянные элементы, тесно связанные с сульфидами основных металлов и иногда с породой. Причем металлы платиновой группы могут быть представлены самородной платиной, сперрилитом ($PtAs_2$), куперитом (PtS),

брэггитом (Pt, Pd, Ni)S и другими минералами. Кобальт находится обычно в виде изоморфной примеси в пентландите или оливине.

Сульфиды никеля представлены основным промышленным никелевым минералом — пентландитом $(\text{Fe, Ni})_9\text{S}_8$, миллеритом (NiS) и никелевым пирротинитом, имеющим магнитную (моноклинный пирротин) и немагнитную (гексагональный пирротин) разновидности; сульфиды меди — халькопиритом CuFeS_2 и его разновидностями кубической модификации (кубанитом, талнахитом, моихукитом).

Нерудная часть состоит преимущественно из оливина, пироксена, плагиоклазов и вторичных, образующихся при их окислении, минералов: серпентина, талька, актинолита, серицита, хлорита, слюда, а также глинистого вещества.

В зависимости от характера оруденения медно-никелевые руды подразделяют на *сплошные* и более *распространенные* — *вкрапленные*. Практика обогащения и результаты технико-экономических расчетов свидетельствуют о необходимости их отдельной переработки. Основные запасы тех и других сосредоточены в СССР, Канаде, Финляндии, Австралии, Южной Африке, на Филиппинах. В последние годы на фабриках («Грейт-Лейк», «Вуонос», «Хитура») наметилась тенденция вовлечения в переработку бедных руд, содержащих 0,2—0,5 % никеля.

Вследствие тонкой вкрапленности сульфидов основной способ обогащения медно-никелевых руд — флотация, в процессе которой получают медные, никелевые, пирротинитовые и медно-никелевые концентраты.

Требования к концентратам определяются в каждом конкретном случае в зависимости от соотношения металлов, их общего содержания, состава порообразующих минералов, наличия сопутствующих компонентов и других условий. Получаемые медно-никелевые концентраты (для последующей плавки на фанштейн) должны содержать никеля не менее 3,5 %, а оксида магния, повышающего тугоплавкость шихты, не более 15—20 %.

Окисленные никелевые руды — гарниеритовые и особенно латеритовые — не поддаются непосредственной переработке их методами обогащения. Причиной этого является весьма тесная ассоциация (вплоть до изоморфного замещения) никеля и его окисленных соединений с гидроксидами железа и силикатными минералами породы. Большие запасы таких руд в Южной Азии и Африке и значительное содержание в них помимо никеля других ценных компонентов (железо, хром, кобальт, алюминий) привели к разработке комбинированных схем, предусматривающих предварительную пиро- или гидрометаллургическую обработку руды перед операциями обогащения.

Трудности обогащения сульфидных медно-никелевых руд обусловлены:

разнообразием форм нахождения никеля в рудах. Он может находиться в виде никелевых минералов (пентландита, миллерита

и др.), изоморфной примеси в пирротине и до 20 % в виде так называемого силикатного никеля (изоморфной примеси его в оливине), неизвлекаемого обычными методами обогащения;

непостоянством химического состава и строения кристаллической решетки пентландита и пирротинов (от моноклинного до гексагонального), обладающих разными магнитными свойствами;

широким изменением степени изоморфного замещения никеля железом (от 10 до 42 %) и кобальтом в пентландите и железа никелем (до 3 %) в пирротине, что приводит к изменению поверхностных и флотационных свойств основных никельсодержащих минералов;

изменением соотношения кристаллических разновидностей пирротина (моноклинного и гексагонального) и сульфидов меди (халькопирита и кубанита), обладающих различными флотационными свойствами;

трудностью активации никельсодержащих минералов после их депрессии в цикле медной флотации;

тонкой неравномерной вкрапленностью и тесным взаимопроращением ценных компонентов, разнообразием форм и размеров выделений соединений платины и палладия (от эмульсионных до крупных). Часто необходимая для удовлетворительного раскрытия сростков минералов крупность измельчения составляет —0,04 мм, а иногда и —0,02 мм;

содержанием в рудах легкофлотируемых слоистых алюмосиликатов (например, талька, хлорита, оталькованного серпентинита и других подобных им минералов породы), существенно затрудняющих получение концентратов нужного качества по содержанию в них вредных примесей.

Перечисленные особенности вещественного состава сульфидных медноникелевых руд определяют особенности технологических схем и режимов при их обогащении.

§ 11.2. ДЕЙСТВИЕ ПРИМЕНЯЕМЫХ РЕАГЕНТОВ

В отличие от сульфидов никеля и пирита образующиеся на поверхности пирротина продукты окисления образуют весьма плотную пленку, затрудняющую взаимодействие сульфидной подкладки минерала как с собирателем, так и активатором.

Для интенсификации флотации пирротина используют:

флотацию пирротина в кислой среде, обеспечивающей растворение или разрушение образующихся на его поверхности окисленных соединений железа (гидроксидов железа и лепидокрокита). При этом наиболее предпочтительны для использования сернистая, щавелевая и лимонная кислоты, образующие прочные комплексные соединения с катионами трехвалентного железа, что приводит к более эффективному растворению окисленных соединений, обнажению сульфидной подкладки, взаимодействию ее с собирателем и флотации пирротина. Кроме того, при их применении максимум флотируемости пирротина и сорбции собирателя на его поверх-

ности достигаются в более восстановительной ($E_h = -100$ мВ) и менее кислой (рН 4—5) средах, чем при использовании серной и соляной кислот (рН 0,4—2);

активацию пирротина солями меди, что приводит к стабилизации его поверхности даже в условиях аэрации пульпы. Добавки ксантогената в раствор с медным купоросом повышают плотность сорбции соединений меди на пирротине, понижая ее на поверхности пирита и халькопирита. Оптимальное соотношение расходов активатора и соды, вызывающей осаждение солей щелочноземельных металлов и железа и добавки сернистого натрия, вызывающего разрушение и пептизацию окисленных соединений железа с поверхности пирротина, также улучшают его активацию медным купоросом и флотацию в щелочной среде.

Все три наиболее распространенных промышленных минерала никеля (пентландит, никеленосный пирротин и миллерит), металлический никель и его сплавы с железом, получаемые в процессе металлургических операций при использовании комбинированных схем переработки труднообогатимых руд, флотируются на фабриках с применением ксантогенатов.

Минимально необходимая концентрация ксантогенатных ионов (Kx^-), обеспечивающая полную (максимальную) флотацию пентландита, меньше необходимой концентрации ксантогената для сульфидов железа, но больше, чем для халькопирита. Расчетное уравнение необходимой $[Kx^-]$

для пентландита:

$$\lg [Kx^-] = \left[-2,84 + \frac{5}{48} \lg [Ni^+] [Kx^-]^2 + \frac{19}{24} \times \right. \\ \left. \times \lg [Fe(OH)^+] [Kx^-] \right] + \frac{5}{6} pH + \frac{1}{12} \lg [S_2O_3^{2-}], \quad (11.1)$$

в котором $K_0 = [Fe(OH)^+] [Kx^-]$ равно для бутилового ксантогената $—3,17 \cdot 10^{-12}$, а для этилового $—2,9 \cdot 10^{-11}$;

для пирротина:

$$\lg [Kx^-] = \left[-1,98 + \lg [Fe(OH)^+] [Kx^-] \right] + \frac{4}{5} pH + \frac{1}{10} \lg [S_2O_3^{2-}], \quad (11.2)$$

в котором $K_0 = [Fe(OH)^+] [Kx^-]$ равно для бутилового ксантогената $—7,1 \cdot 10^{-11}$, а для этилового $—7,1 \cdot 10^{-10}$.

Радио- и спектрометрическими методами установлено, что при взаимодействии с металлическим никелем бутилксантогенат на его поверхности находится в виде как диксантогенида, так и ксантогената никеля. Плотность сорбции собирателя составляет около 1—1,5 условных монослоя. Она увеличивается с увеличением длительности контакта с собирателем и уменьшается с возрастанием содержания железа в никеле, что приводит также к увеличению флотируемости частиц железо-никелевого сплава. Сплавы, содер-

жащие более 60 % никеля, в присутствии бутилксантогената активно флотируются без предварительной активации их солями тяжелых металлов. Сплавы с меньшим содержанием никеля требуют активации ионами меди. При этом режим активации для сплавов с различной кристаллической структурой различен. Если сплавы с решеткой никеля (40—60 % Ni) активируются ионами меди только при подогреве пульпы до 60—80 °С, то активация сплавов решеткой железа (<40 % Ni) может быть осуществлена без подогрева пульпы.

Активация металлического никеля ионами меди происходит в результате протекания обменной реакции $\text{Ni} + \text{Cu}^{2+} = \text{Ni}^{2+} + \text{Cu}$. В качестве активаторов могут быть использованы также соли других металлов с более низким, чем у никеля, ионизационным потенциалом (т. е. водорастворимые соли металлов, например, серебра, ртути, свинца, стоящие в ряду напряжения правее никеля) и сульфидизаторы H_2S и Na_2S .

Флотацию металлического никеля и его сплавов с железом проводят при температуре пульпы 20—60 °С и pH 4—9,5. В более кислой среде извлечение никеля снижается вследствие кислотного разложения собирателя, а в более щелочной — из-за конкретной адсорбции гидроксил-ионов.

Депрессирующее действие известно при флотации сульфидных минералов возрастает в ряду: халькопирит — пентландит — пирротин. Различное депрессирующее действие кальцийсодержащих ионов на флотацию сульфидов меди, никеля и железа используется при селективной флотации медно-никелевых руд в промышленных условиях, проводимой обычно в известковой среде, а при разделении коллективных медно-никелевых концентратов — после предварительной термической обработки в известковой среде.

Количественная зависимость между концентрациями ксантогенатных водородных и кальцийсодержащих ионов для пентландита имеет вид:

$$\begin{aligned} \lg [\text{Kx}^-] - \frac{10}{11} \text{pH} + \frac{1}{11} \lg [\text{Ca}(\text{OH})^+] = \\ = \left[\frac{12}{11} \cdot 2,84 + \frac{19}{22} \lg [\text{Fe}(\text{OH})^+][\text{Kx}^-] \right] + \\ + \frac{5}{44} \lg [\text{Ni}^{2+}][\text{Kx}^-]^2 - \frac{1}{11} \lg \frac{[\text{Kx}^-]}{[\text{Ca}(\text{OH})^+][\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]} = \lg K. \quad (11.3) \end{aligned}$$

При использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената — полная флотация и депрессия флотации пентландита достигаются при значениях $\lg K$, соответственно —13,45 и —16,35.

Повышение температуры пульпы до 50 °С существенно не влияет на значение $\lg K$. Дальнейший рост температуры пульпы до 70—80 °С приводит к уменьшению $\lg K$ депрессии флотации пентландита ($\lg K_d = +0,00147 t - 16,378$) при незначительном изменении $\lg K$ флотации халькопирита, что свидетельствует об обоснованности применения селективного разделения медно-нике-

левого концентрата в известковой среде на фабриках при температуре пульпы 70—80 °С.

При содержании в медно-никелевых рудах легкофлотируемых алюмосиликатов (талька, серицита, хлорита, серпентина и некоторых других минералов) они разубоживают получаемые концентраты, повышая их тугоплавкость. Для их депрессии применяют неорганические (жидкое стекло, тринатрийфосфат, пирофосфат) и органические реагенты (крахмал, муку, декстрин, экстракт квебрахо, лигнинсульфат, карбоксиметилцеллюлозу, медно-аммиачные комплексы и другие производные целлюлозы. Наибольшее распространение из них получили карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ) и ее производные. Депрессирующее действие КМЦ на обработанные собирателем силикаты может быть отнесено за счет экранирования гидрофобных радикалов молекул ксантогената более крупными гидрофильными ассоциатами молекул КМЦ. Катионы, присутствующие в пульпе медно-никелевых руд (кальций, магний, никель, медь и др.), способствуют повышению активности действия КМЦ и прочности закрепления этого реагента на тальке и других легкофлотируемых алюмосиликатах.

§ 11.3. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

На фабриках применяют в основном следующие схемы: с получением коллективного медно-никелевого концентрата; коллективной флотации сульфидов с последующим разделением полученного концентрата на медный и никелевый и комбинированные магнитно-флотационные схемы с получением как коллективных, так и одноименных концентратов.

Схему коллективной флотации минералов меди и никеля из исходной руды без последующего разделения коллективного концентрата (рис. 11.1) применяют обычно, если отношение содержания меди и никеля в концентрате не превышает 2. Металлы разделяют при металлургическом переделе концентрата. При использовании таких схем легче преодолеть трудности обогащения, обусловленные особенностями вещественного состава медно-никелевых руд, устранить загрязнение концентратов тугоплавкой породой, повысить комплексность использования сырья за счет попутного извлечения металлов платиновой группы, золота, серебра, кобальта в цикле коллективной флотации благодаря использованию сильных реагентов-собирателей без применения какого-либо специального оборудования или с использованием его (например, шлюзов для улавливания крупных зерен металлов платиновой группы). По ней легче осуществить стадийное обогащение с межцикловой флотацией в рудном цикле и раздельную флотацию песков и шламов при переработке шламистых медно-никелевых руд. По этим причинам схемы, предусматривающие получение коллективных медно-никелевых или медно-никелево-пирротиновых концентратов, получили в настоящее время широкое распространение на фабриках.

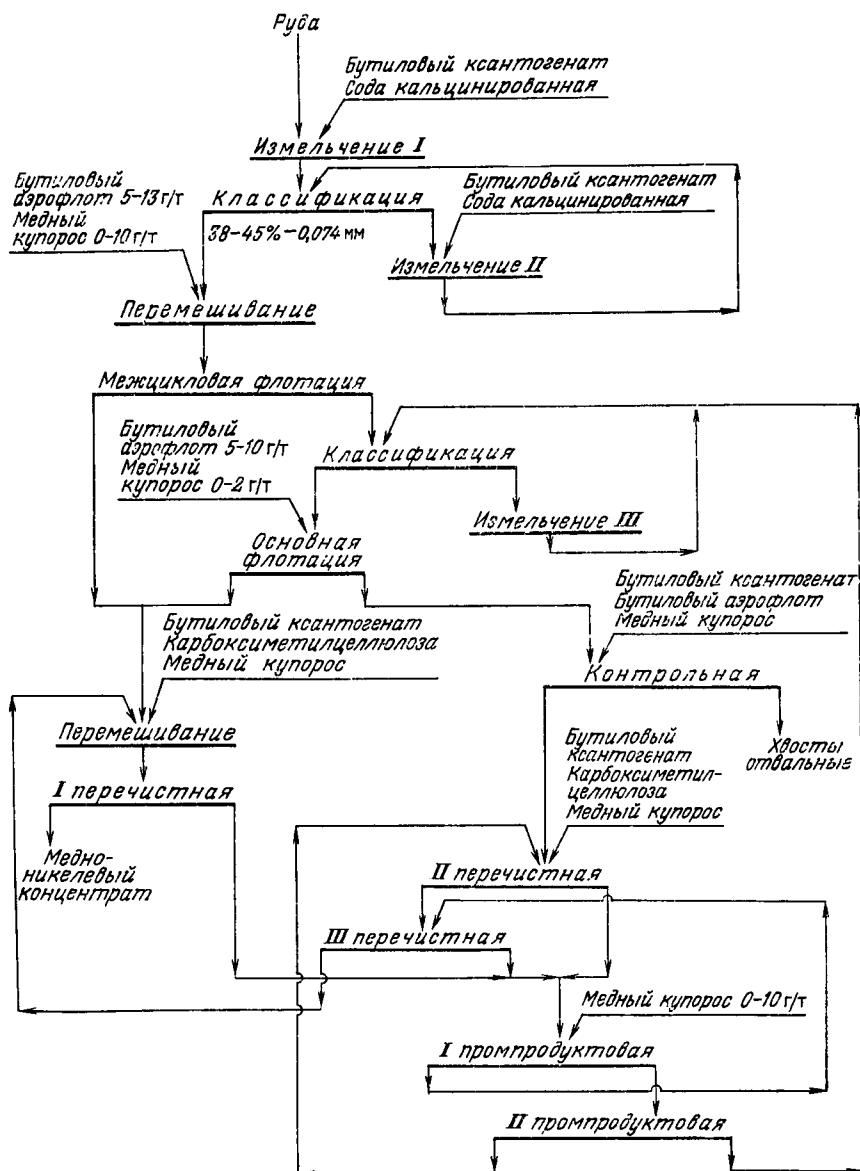


Рис. 11.1. Технологическая схема и режим обогащения руд на фабрике «Печенганикель-1»

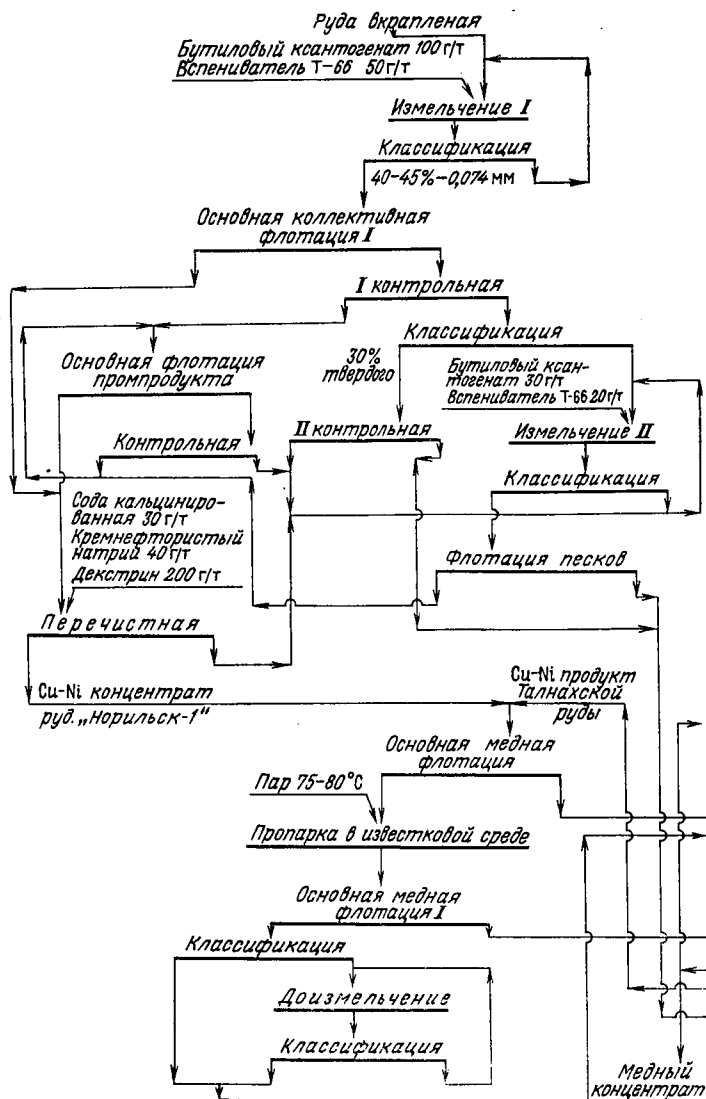
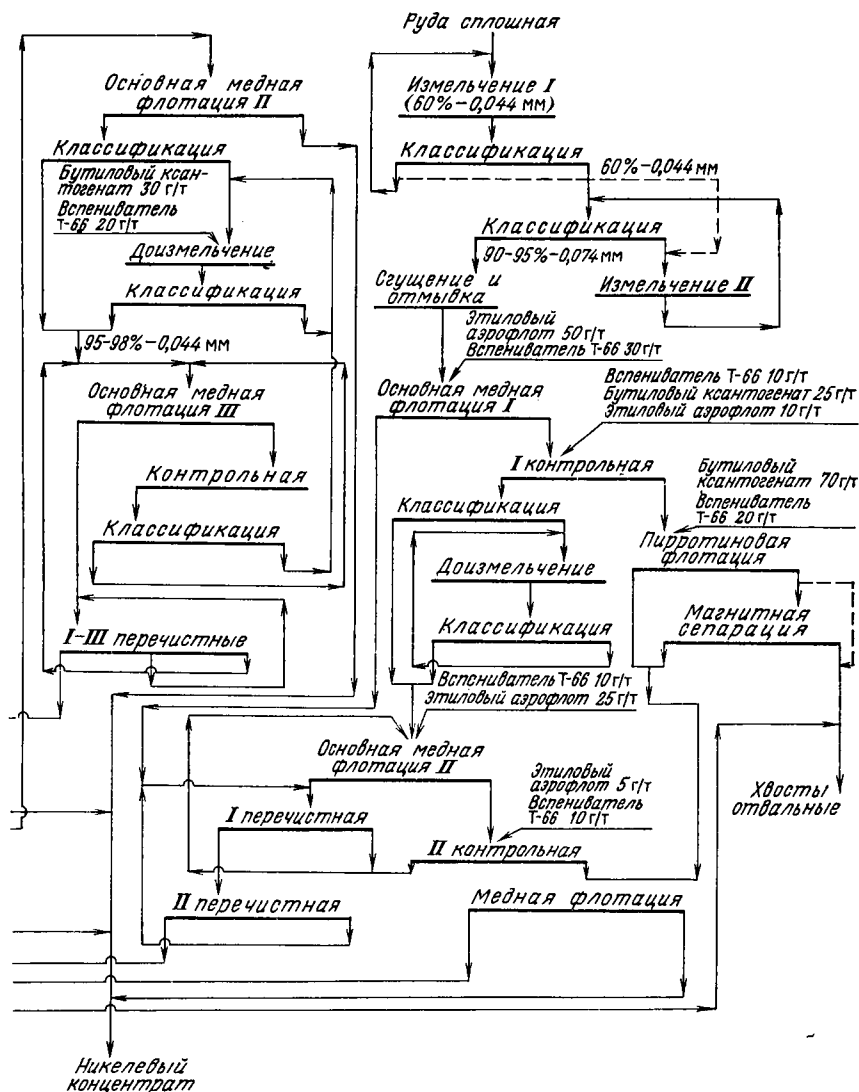


Рис. 11.2. Технологическая схема и режим обогащения руд на Норильской фабрике

Схему коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата (рис. 11.2 и 11.3) применяют обычно, как и схему прямой селективной флотации, например, сплошных медно-никелевых руд, в тех случаях, когда отношение содержаний меди и никеля в концентрате (или исходной руде) превышает 2. В процессе селективной флотации получают медный, никелевый, никель-пирротиновый и иногда самостоятельный пирротиновый концентраты.



При флотации пирротина в отдельном цикле можно создать условия для наиболее полного его извлечения (применять сильные собиратели, организовать большой фронт флотации и т. д.). Никельсодержащий пирротиновый концентрат присоединяют обычно к богатому никелевому концентрату, получаемому при разделении коллективного медно-никелевого концентрата, или направляют на самостоятельную металлургическую переработку с извлечением из него никеля, меди и серы.

При разделении коллективного концентрата депрессируют пирротин и пентландит и флотируют минералы меди.

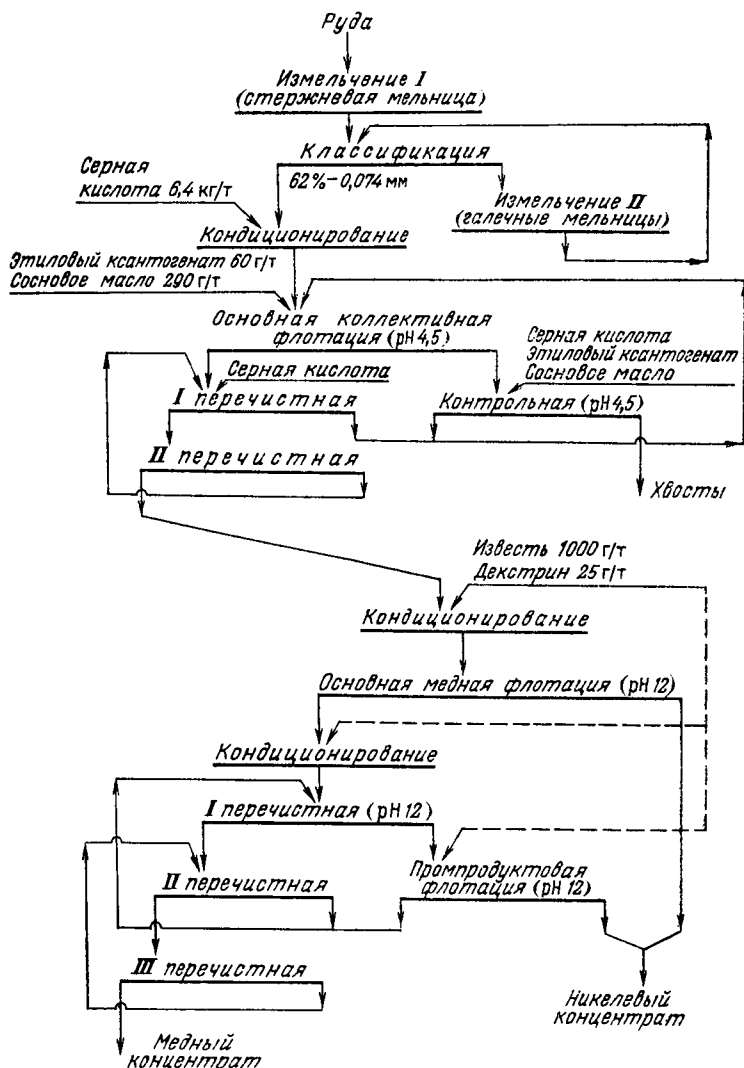


Рис. 11.3. Технологическая схема и режим обогащения медно-никелевых руд на фабрике «Каталахти»

Комбинированные магнитно-флотационные схемы переработки медно-никелевых руд (рис. 11.4—11.6) применяют при значительном содержании в рудах никеля и меди, тесно связанных с выделениями сильно магнитных (моноклинных) разновидностей пирротина.

Магнитную сепарацию применяют для удаления крупных выделений пирротина из дробленой руды (см. рис. 11.4, а), разделения исходного питания флотации на магнитную и немагнитную фракции, для переработки каждой из которых могут быть созданы

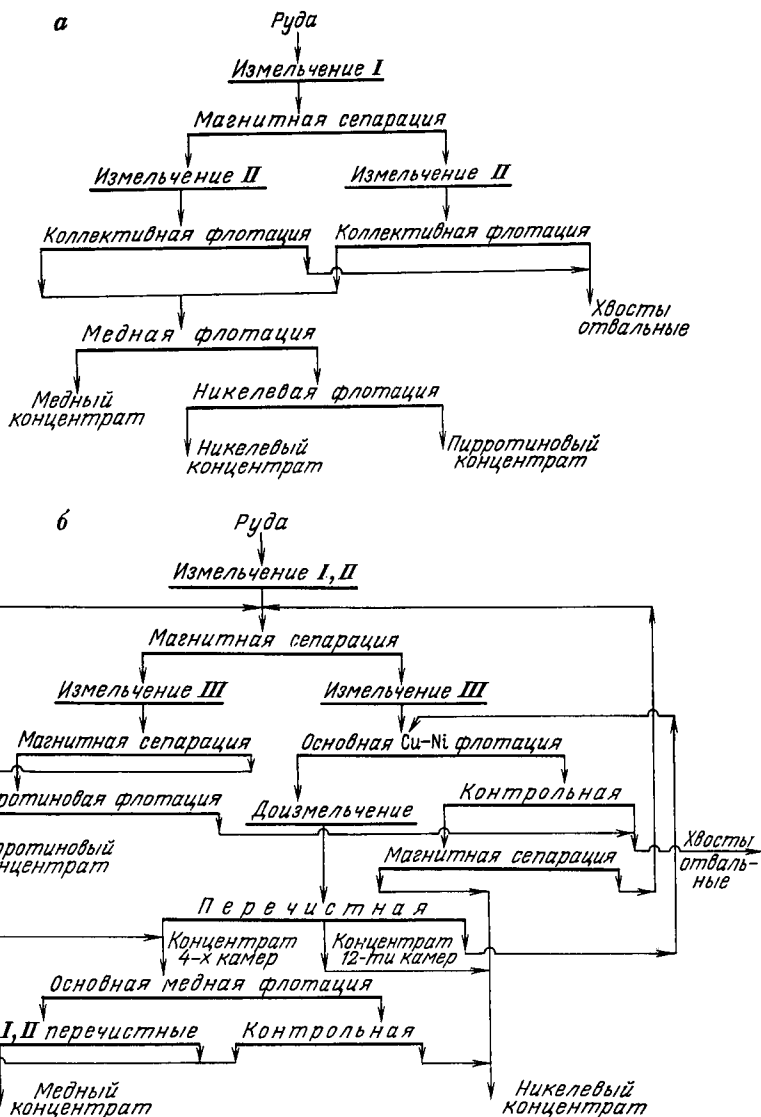


Рис. 11.5. Принципиальные схемы обогащения медно-никелевых руд на фабриках «Кларабелл» (а) и «Линн-Лейк» (б)

держания меди и никеля в них (см. рис. 11.4), или одноименных медных и никелевых концентратов (см. рис. 11.5, б; 11.6, б), или медных, никелевых и пирротинных концентратов (см. рис. 11.5, а; 11.6, а).

Полнота извлечения ценных компонентов при этом определяется не только извлечением сульфидов никеля и меди, но и полнотой извлечения пирротина, с которым связана иногда значитель-

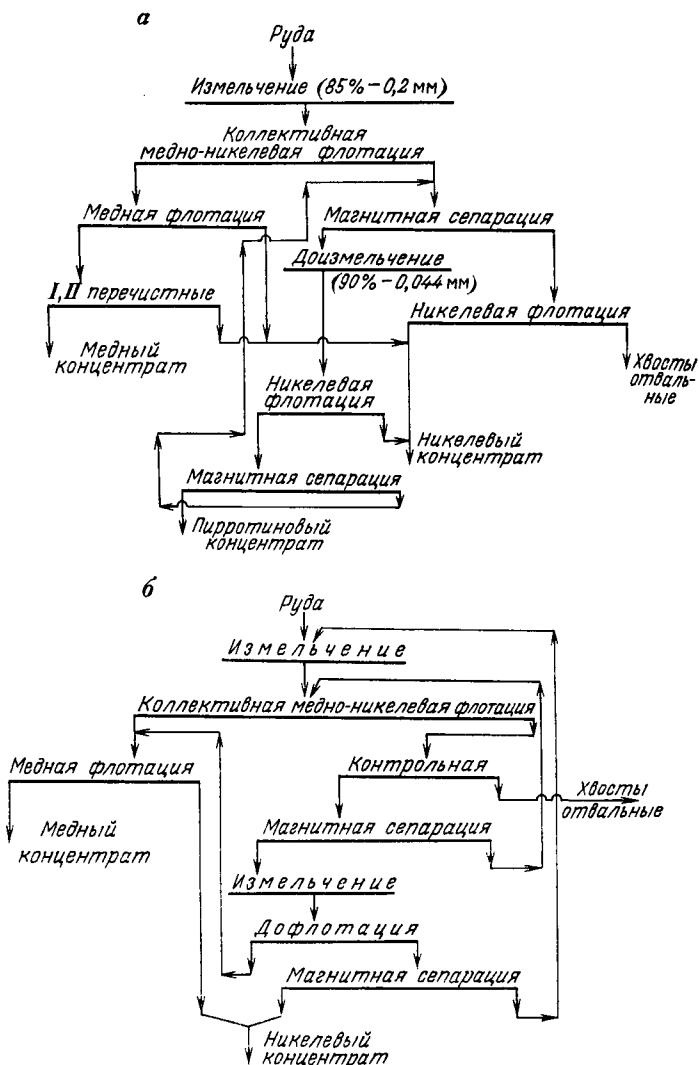


Рис. 11.6. Принципиальные схемы обогащения медно-никелевых руд на фабриках «Коппер-Клифф» (а) и «Феникус-Лейк» (б)

ная часть сопутствующих металлов и элементов (кобальта, селена, теллура, металлов платиновой группы, серебра, золота и др.).

Весьма важным для последующей технологии обогащения является снижение содержания мелочи в добываемых рудах, усреднение их состава или переработка по сортам. На фабриках, перерабатывающих руды с повышенным содержанием глинистого материала, используют предварительную промывку руды на грохотах с последующим направлением шламов в отдельный цикл переработки («Фруд Стоби», «Кларабелл»). Дробление руды ведется

в основном по трехстадиальной схеме до крупности 9,5—19 мм, измельчение — примерно до 60 % —0,074 мм.

Медно-никелевые руды обогащают обычно по разветвленным схемам. Улучшению показателей селективной флотации минералов, снижению потерь металлов в пирротиновом концентрате и отвальных хвостах способствуют:

предварительная концентрация (фабрики «Норильск-1», «Кларабелл», «Камбалда», «Фалконбридж» и др.) руд, характеризующихся крупными выделениями сульфидов, с использованием методов гравитации (в тяжелых суспензиях, отсадочных машинах, винтовых сепараторах и т. д.), магнитной сепарации и флотоотсадки;

процессы самоизмельчения и рудногалечного измельчения («Фруд Стоби», «Харди», «Томпсон», «Каталахти» и др.);

раздельная флотация песков и шламов («Линн Лейк» и др.) и развитие стадильности обогащения («Манибридж») с межцикловой флотацией в рудном цикле («Норильск-1») в связи с легкой шламуемостью, окисляемостью и обычно неравномерной вкрапленностью сульфидов никеля и никеленосного пирротина.

Схемы циклов флотационного извлечения минералов никеля отличаются простотой: они состоят из одной, двух, редко трех операций, что объясняется легкой окисляемостью никельсодержащих минералов, приводящей к их депрессии.

§ 11.4. РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Флотационное извлечение сульфидов меди и никеля и никеленосного пирротина в коллективный концентрат осуществляют с применением ксантогенатов (100—200 г/т) и дитиофосфатов (аэрофлотов) (100—200 г/т).

В качестве основных пенообразователей используют сосновое масло, флотол, дауфрос, метилизобутилкарбинол.

Наибольшее распространение получила коллективная флотация медных и никелевых минералов в естественной слабощелочной среде (рН 8—9) или щелочной среде (рН 9—10), создаваемой содой (до 2,2 кг/т). Известь для этих целей не используют из-за депрессирующего действия катионов кальция на никельсодержащие минералы.

Очевидно, что при получении коллективного медно-никелевого концентрата $[Kx^-]$ не должна быть меньше минимально необходимой $[Kx^-]$ для флотации пентландита (уравнение 11.1), а при получении коллективного медно-никелевого-пирротинового концентрата — меньше необходимой для флотации пирротина [уравнение (11.2)].

Поддержание оптимальной $[Kx^-]$ в циклах коллективной медно-никелевой или медно-никелево-пирротиновой флотации в соответствии с уравнениями (11.1) и (11.2) может быть осуществлено при использовании на фабриках системы автоматизации, принципиальная схема которой показана на рис. 6.11, а.

Для улучшения активации никеленосного пирротина и никелевых минералов медным купоросом иногда предварительно подают немного сернистого натрия. Однако слабокислая среда более предпочтительна по сравнению со щелочной для активации пирротина медным купоросом (до 50 г/т) или медно-аммиачным комплексом $[\text{Cu}(\text{NH}_3)]_4 \cdot \text{SO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$, образующимся при смешении аммиака и медного купороса в соотношении 2:1. Слабокислую среду (рН 5,5—6) создают щавелевой, сернистой кислотами или продувкой сернистым газом.

Для депрессии флотоактивных силикатных минералов пустой породы используют органические депрессоры (150—400 г/т). При флотации в щелочной среде, создаваемой содой (0,5—3 кг/т), при рН 7,5—9,5 лучшие результаты получены при применении КМЦ. Кроме того, при использовании КМЦ (или других производных целлюлозы) значительно увеличивается скорость осветления продуктов флотации, в результате чего снижаются потери ценных металлов со сливами сгустителей концентратов и промпродуктов, а также обеспечивается возможность применения во флотации оборотных вод.

Наиболее эффективная депрессия флотоактивных силикатов достигается в слабокислой среде (рН 3—5), создаваемой серной, щавелевой или сернистой кислотами. Предпочтительными депрессорами в этом случае являются СЭЦ и ЭСЦ.

Применение «кислотной» технологии (см. рис. 11.3), помимо резкого понижения содержания силикатов в концентрате, позволяет также повысить извлечение никеля и серы за счет улучшения флотируемости сульфидных минералов в этих условиях.

Коллективный медно-никелевый концентрат разделяют обычно в сильнощелочной известковой среде (рН ~ 11). Показатели селективной флотации сульфидов меди и никеля улучшаются при небольших добавках к извести цианида («Линн Лейк»), сульфита и гексаметафосфата (Норильская фабрика) или органических коллоидов («Каталакти», «Томпсон» и др.).

Если пентландит не связан с пирротинном, то его извлекают из хвостов медной флотации («Кларабелл») с добавками ксантогената. Хвосты никелевой флотации представляют собой пирротинный концентрат.

Предварительная пропарка медно-никелевых коллективных продуктов в известковой среде позволяет упростить схему селективной флотации, снизить потери меди и никеля в разноименных концентратах, расход извести, воды и электроэнергии. Оптимальные условия пропарки: нагрев пульпы до 65—70 °С, концентрация свободной CaO около 300 г/м³ пульпы при переработке коллективных продуктов флотации жильных руд и 600—700 г/м³ при пропарке коллективных концентратов, полученных из вкрапленных руд.

При использовании системы автоматического контроля и регулирования цикла пропарки и селекции медно-никелевого концентрата (рис. 11.7), сигналы датчиков концентрации Кх-ионов

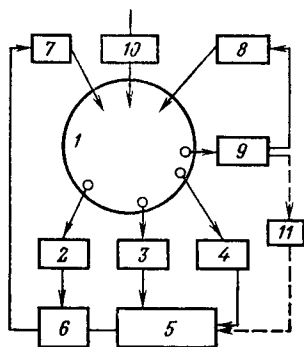


Рис. 11.7. Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования цикла пропарки и селективной флотации медно-никелевых концентратов

3 и рН пульпы 4, установленных в пропарочном чане 1, поступают в функциональный блок 5, вырабатывающий зависимость $C_{Ca} = f(Kx, \text{pH})$, где C_{Ca} — анализируемая концентрация кальций-содержащих ионов. В качестве задания функциональному блоку 5 системы используется уравнение (11.3) с соответствующим значением $\lg K$ депрессии пентландита в зависимости от температуры пульпы.

Сигналы функционального блока 5 и датчика общей концентрации ионов кальция 2 в пульпе алгебраически суммируются в регуляторе 6 и в зависимости от знака рассогласования производится изменение расхода извести дозатором 7 по сигналу регулятора 6 таким образом, чтобы это рассогласование стало равным нулю. Для поддержания заданных температуры пульпы и ее плотности предусмотрены две автономные системы стабилизации температуры пульпы 8, 9 и плотности питания 10 в чане пропарки. Время пропарки будет определяться объемом пропарочной емкости. При отсутствии системы стабилизации температуры пульпы производится коррекция $\lg K$ депрессии пентландита в зависимости от температуры, значение которого вычисляется функциональным блоком 11.

Особенность технологических режимов селективной флотации сплошных руд по сравнению с полученными из вкрапленных руд коллективными концентратами, — более тонкое измельчение исходного питания флотации и промпродуктов, а также контроль и поддержание на необходимом уровне степени подготовки пульпы к медной флотации по показателю поглотимости кислорода твердой фазой или окислительно-восстановительному потенциалу пульпы. Для такого регулирования используют конструкции аэракторов, обеспечивающих необходимый массоперенос кислорода воздуха через жидкую фазу пульпы к поверхности твердой фазы, или электрохимическую обработку пульпы.

При флотации используют режимы, принципиально не отличающиеся от режимов разделения коллективных концентратов, получаемых из вкрапленных руд.

Содержание меди в селективных медных концентратах достигает 30 %, а никеля в никелевых концентратах 4—10,5%. Коллек-

тивные медно-никелевые концентраты содержат 3—10 % меди и 7—15 % никеля при среднем извлечении в них 92,5 % меди и 82,1 % никеля.

Металлы платиновой группы, золото, серебро и кобальт извлекают попутно главным образом в цикле коллективной флотации. Так, на фабрике «Замбейлз» получают коллективный медно-никелевый концентрат, содержащий 15 % никеля и кобальта, 43,54 г/т платины, 6,22 г/т золота, 3,11 г/т серебра и 3 % меди.

В коллективный концентрат достаточно полно извлекаются платиносодержащие минералы. Худшей флотируемостью обладают ферроплатина и купроплатина, на поверхности зерен которых образуются гидрофильные соединения железа или меди, а также бреггит, стибипалладинит, сперилит и некоторые другие содержащие платину минералы. Для их более полного извлечения или создают в контрольной медно-никелевой флотации особые условия (использование сильных реагентов-собирателей, загрузка дополнительных реагентов, подогрев пульпы и др.), или улавливают их из хвостов флотации гравитационными методами обогащения (с применением шлюзов, отсадочных машин и других аппаратов).

На некоторых рудах оказывается весьма эффективным извлечение благородных металлов с применением гравитационных аппаратов в начале процесса, в частности, винтовых шлюзов, столов Холмана и шлюзов Бартлез-Мозли в циклах измельчения и переработки рудной мелочи. На фабриках ЮАР, перерабатывающих комплексные руды, для извлечения металлов платиновой группы применяют обогащение на шлюзах в различных точках технологической схемы. Например, на фабрике «Рустенбург» при переработке руд, содержащих 6,2—7,8 г/т металлов платиновой группы, золото, никель, медь, шлюзы используют в цикле двухстадиального измельчения и для доизвлечения платины и платиноидов из коллективного медно-никелевого концентрата первой перемешки. На фабрике «Бафокенг» первичное обогащение комплексных руд, содержащих платину, никель, медь, осуществляют на шлюзах. Концентрат шлюзов перебирают на концентрационных столах. Хвосты гравитации направляют на флотацию с получением второго коллективного концентрата, содержащего никель, медь, железо и металлы платиновой группы. Внедрение магнитно-флотационной схемы доизвлечения полезных компонентов из зернистой части хвостов фабрики «Печенганикель-1» позволило повысить извлечение никеля на 1,2—2 %, кобальта на 5 % за счет выделения из хвостов никеленосного магнетита.

§ 11.5. КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ РУД И ТРУДНООБОГАТИМЫХ ПРОДУКТОВ, ВКЛЮЧАЮЩИЕ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

Комбинированная схема переработки сульфидных медно-никелевых концентратов с предварительной плавкой на файнштейн. Если отношение содержания меди к содержанию никеля в коллек-

тивном сульфидном медно-никелевом концентрате меньше 2, то его, как правило, подвергают сначала плавке на файнштейн, который затем направляют на флотационное разделение по методу И. М. Масляниченко.

Файнштейн состоит из Cu_2S (халькозина), Ni_3S_2 (хизлевудита) и небольшого количества сплава меди и никеля. Для более крупнозернистой раскристаллизации файнштейна на сульфиды меди и никеля его разливают в стальные изложницы с теплоизолированными крышками при температуре 980—1000 °С и медленно охлаждают в течение 1 сут до 200 °С, после чего подвергают дроблению.

После измельчения файнштейна примерно до 50 мкм, подачи ксантогената (1—1,5 кг/т файнштейна) и пенообразователя в сильно щелочной среде (рН 12—12,5), создаваемой едким натром (8—12 кг/т), сульфиды меди флотируются, а в камерный продукт переходят сульфиды никеля и сплав никеля с небольшим содержанием меди. При этом металлы-спутники концентрируются почти целиком в никелевом продукте, а благородные металлы — в медно-никелевом сплаве. Оптимальное содержание твердого в пульпе зависит от содержания железа в файнштейне. Оно находится в обычных пределах (20—40 %) при флотации маложелезистых файнштейнов (до 1 % железа), возрастает до 49 % при повышении содержания железа в нем до 2—3 % и до 55 % — при содержании железа в файнштейне 3—3,5 %. При более низких плотностях пульпы качество никелевого концентрата довольно существенно ухудшается в связи с тем, что медь, связанная с железом в виде сульфоферрита меди, начинает плохо флотироваться, особенно в перечистных операциях.

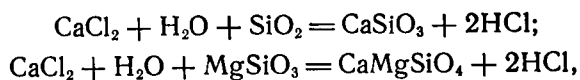
Оптимальные рН, наоборот, с возрастанием железа в файнштейне до 3,5 % понижаются до 12—12,2 вместо 12,3—12,5 — при разделении маложелезистого файнштейна. При рН меньше 12 качество медного концентрата ухудшается независимо от содержания железа в файнштейне.

Расход ксантогената с повышением содержания железа в файнштейне существенно увеличивается и может превышать 2,5 кг/т файнштейна. Оптимальная концентрация ксантогенатных ионов в пульпе обеспечивается системой автоматического контроля и регулирования (см. рис. 6.11, а) с использованием в качестве заданья функциональному блоку системы зависимости $[\text{Kx}^-] = f(\text{pH})$ для халькопирита [уравнение (6.3)].

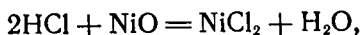
Реагенты-модификаторы (кукурузный крахмал и тиосульфат) способствуют улучшению селективности разделения файнштейна, а реагент ИТК (О-изопропил-метилтионокарбамат) взамен бутилового ксантогената может обеспечить значительное сокращение расхода собирателя и фронта флотации. Процесс флотационного разделения файнштейна характеризуется гораздо более высокой эффективностью по сравнению с процессом флотационного разделения исходного концентрата и является примером решения трудной проблемы применением комбинированной схемы, включающей операции металлургии и обогащения.

Комбинированные схемы переработки окисленных никелевых руд, включающие сегрегационный обжиг («процесс сегрегации»). Сегрегационный обжиг — один из наиболее эффективных процессов подготовки к обогащению «упорных» окисленных низкожелезистых гарниеритовых (с содержанием железа до 10 %) и высокожелезистых латеритовых (с содержанием железа до 45 %) руд. Его сущность — восстановление никеля до металлических частиц крупностью 40—120 мкм в процессе обжига измельченной (обычно до —0,3 мм) руды при температуре 90—1100 °С в течение 1—2 ч в присутствии хлористого кальция (3—10 % по массе) и твердого углеродсодержащего восстановителя (1—5 % по массе).

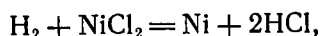
Процесс восстановления никеля из его окисленных и силикатных соединений в руде обусловлен образованием паров HCl при взаимодействии CaCl₂ с водой и кремнеземом и силикатами:



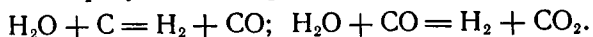
вызывающих хлорирование оксидов и силикатов никеля с образованием летучих хлоридов никеля



которые восстанавливаются до металла на поверхности твердого углеродистого вещества (кокса, каменного, бурого или древесного угля) водородом



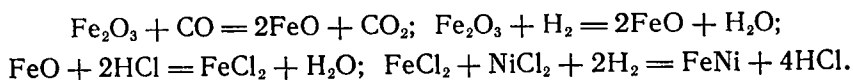
образующимся в результате пиролиза паров воды на коксе (угле)



Лимитирующая стадия сегрегации никеля, как и меди, — хлорирование его из окисленных и силикатных соединений.

В процессе обжига необходимо поддерживать в реакционной зоне оптимальные состав и парциальное давление газов и паров HCl, H₂O, CO, H₂ и особенно соотношение HCl и H₂O, поскольку избыток паров H₂O приводит к гидролизу NiCl₂ (NiCl₂ + H₂O = NiO + 2HCl) и резкому ухудшению процесса восстановления никеля вплоть до полного его прекращения.

Железо, содержащееся в окисленных никелевых рудах иногда в больших количествах, склонно также сегрегировать вместе с никелем в результате протекания следующих реакций:



При этом образуется металлическая фаза в виде частиц железо-никелевого сплава с различным соотношением в нем компонентов.

Крупность металлических частиц составляет обычно 40—60 мкм (реже 80—120 мкм). При недостаточном расходе восстановителя извлечение никеля снижается, при избытке — в реакционной зоне создается большое число центров восстановления металла, что приводит к уменьшению крупности его частиц и образованию тонкой вкрапленности металла в породе (менее 5 мкм), теряемого в хвостах обогащения. Оптимальная крупность твердого восстановителя составляет $-0,3 + 0,1$ мм. Применение более крупного восстановителя равноценно недостаточному его расходу, а слишком мелкого — избыточному расходу восстановителя.

Для осуществления процесса сегрегации никеля в промышленном масштабе необходимо преодолеть ряд трудностей, связанных с конструкцией печей, подводом тепла к реактору и утилизацией хлорреагентов. Перспективен *двухступенчатый процесс*, в котором стадии сушки и нагрева руды или частичного восстановительного обжига и стадии образования хлоридов и получения металлизированного продукта аппаратурно разделены.

Основное преимущество двухступенчатого процесса сегрегации — возможность лучшей подготовки руды (в том числе частичного восстановительного обжига), более полного использования хлорирующих агентов и высокое извлечение никеля, так как при совместном нагреве с рудой и восстановителем хлористый кальций может разлагаться, не участвуя в процессах образования хлорида никеля и восстановления его до металла.

Частицы восстановленного до металла никеля извлекают в никелевые или ферро-никелевые концентраты после охлаждения и измельчения огарка (до 50—100 мкм) магнитной сепарацией (поскольку металлический никель ферромагнитен), флотацией или их сочетанием.

Технология переработки окисленных никелевых руд, содержащих 2,3 % никеля и 13,2 % железа на фабрике «Палаван» (рис. 11.8), разработанная шведско-японской фирмой «МИНПРО-ПАМКО», включает магнитную сепарацию для извлечения частиц ферроникеля в концентрат, содержащий 60 % никеля при извлечении его около 90 %, из охлажденного и измельченного огарка двухступенчатой сегрегации руды.

Близка к данной технологии схема переработки окисленных никелевых руд, предлагаемая японской фирмой «Ниппон Майнинг», включающая: предварительный обжиг руды при 750 °С в течение 30—60 мин; измельчение огарка; смешивание его с 7 % хлористого кальция и 4—7 % кокса крупностью —0,074 мм или 2—6 % антрацита; грануляцию смеси до размера окатышей 10—30 мм; сушку окатышей при 300 °С; сегрегационный обжиг во вращающейся печи при 1000 °С; охлаждение и магнитную сепарацию огарка с выделением железо-никелевого концентрата. Технология позволяет получать при переработке окисленных никелевых руд различных месторождений Новой Каледонии, Индонезии, Филиппин концентраты, содержащие до 20 % никеля, при извлечении его более 80 %.

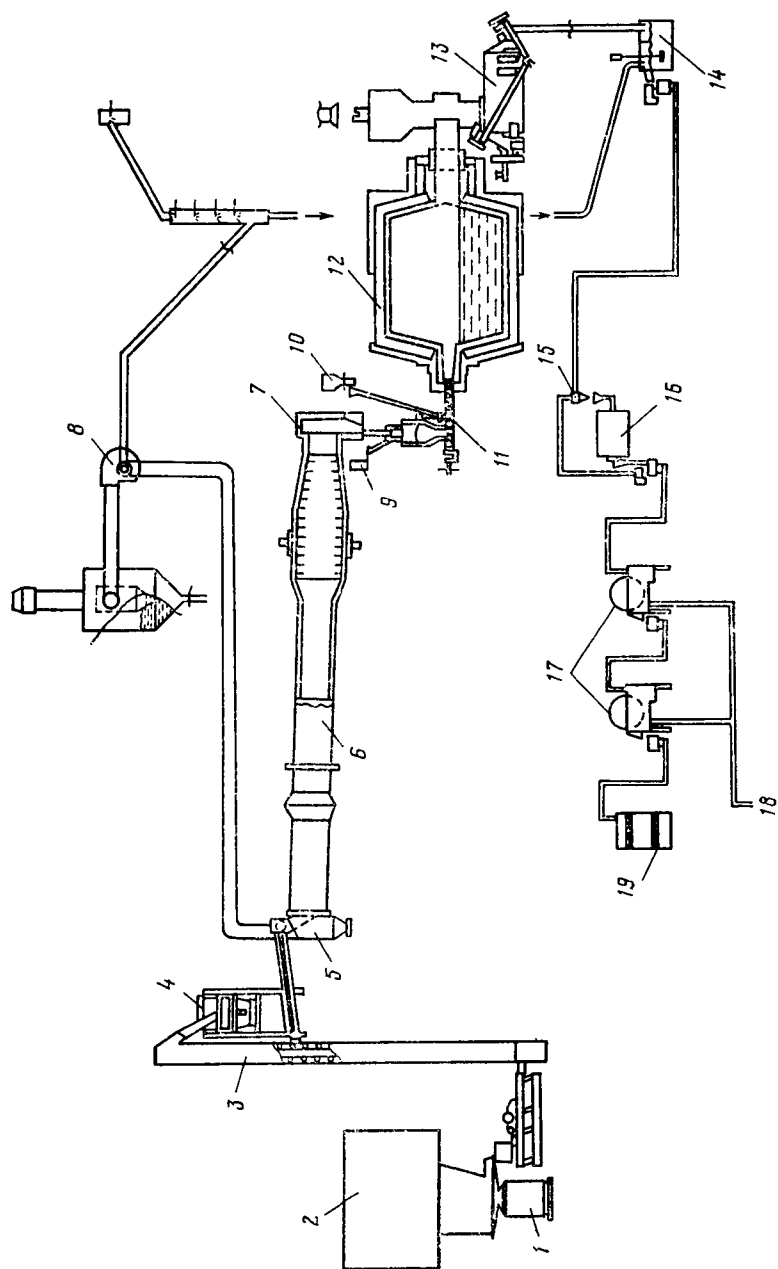


Рис. 11.8. Схема цепи аппаратов для переработки окисленных никелевых руд по технологии «МИНПРО-ПАМКО»:

1 — дисковый питатель; 2 — бункер; 3 — ковшовый элеватор; 4 — расходный бункер; 5 — обеспыливающая камера; 6 — обеспыливающая камера; 7 — камера сгорания; 8 — система газоочистки; 9 — питатель хлористого кальция; 10 — питатель кокса; 11 — шнековый питатель; 12 — механическая обжигная печь; 13 — многокольцевой охладитель; 14 — смеситель; 15 — гидросток; 16 — шаровая мельница; 17 — барабанные магнитные сепараторы; 18 — хвосты; 19 — никелевый концентрат

Однако магнитный метод извлечения сегрегированного никеля эффективен лишь для руд, содержащих менее 15 % железа. Руды, содержащие 20—40 % железа, после хлорирующе-восстановительного обжига приобретают высокую магнитную восприимчивость; выход магнитной фракции возрастает до 50—75 %, резко снижается содержание в ней никеля. Флотация же позволяет получать богатые никелевые концентраты из любого сырья. Выгрузка огарка из печи в этом случае должна производиться непосредственно в воду.

Сегрегированный никель, представляющий собой обычно сплав никеля с железом, довольно плохо флотируется даже амиловым ксантогенатом, поэтому его необходимо предварительно активировать сульфатом меди в течение 30 мин при подогреве пульпы до 50—70 °С. Значение pH пульпы при флотации регулируют в пределах 5—6,5 добавками соляной кислоты; расход ксантогената при этом может достигать 1 кг/т. Показатели флотации обычно выше показателей магнитной сепарации.

Для комплексной переработки латеритовых руд месторождения «Хомонхоф», содержащих 0,86 % никеля, 46,48 % железа, 0,31 % кобальта, 3,56 % хрома, фирмой «Фудзи Сейтецу» (Япония) предложена технологическая схема (рис. 11.9), позволяющая получать богатый никелевый концентрат (52 % никеля), железосодержащий никелевый концентрат (12,96 % никеля), хромовый и магнетитовый концентраты, содержащие соответственно более 30 % хрома и 60 % железа. Содержание кобальта в окисленных никелевых рудах составляет 0,02—0,05 % (в некоторых рудах до 0,1—0,15 %). Кобальт легче хлорируется, чем никель и сегрегируется вместе с ним, но для восстановления хлорида кобальта до металла требу-

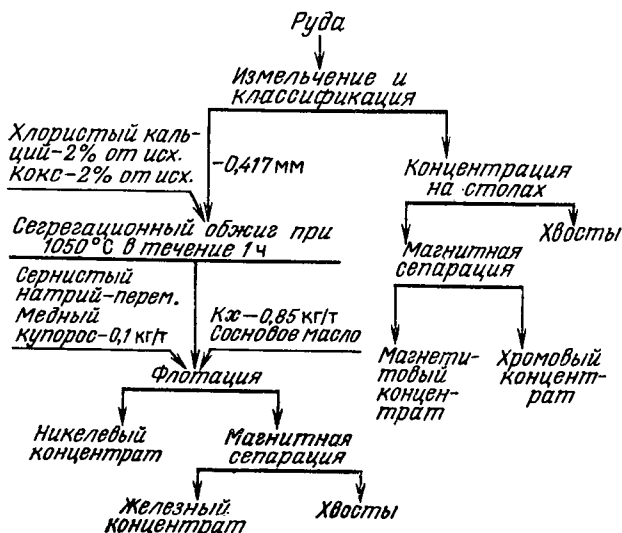


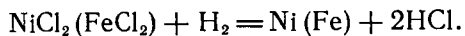
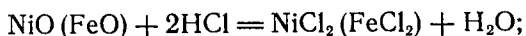
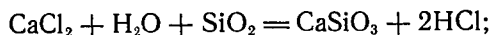
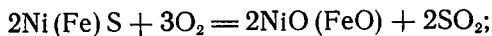
Рис. 11.9. Принципиальная технологическая схема переработки латеритовой руды месторождения Хомонхоф

ется более высокое парциальное давление водорода, чем для никеля. Поэтому его извлечение в никелевые концентраты обычно на 10—20 % ниже, чем никеля.

Комбинированная схема переработки труднообогатимых руд и продуктов с предварительным окислительно-сегрегационным обжигом («процесс ОСО»). Процесс ОСО (окислительно-сегрегационно-обогащительный процесс) разработан в Механобре для переработки труднообогатимых сульфидных и низкосортных продуктов обогащения медно-никелевых руд с высоким содержанием цветных и благородных металлов. От процесса сегрегации он отличается принципиально только наличием предварительного окислительного обжига, цель которого — перевод сложных сульфидов никеля, меди и железа в оксиды соответствующих металлов.

Окислительный обжиг проводят обычно при температуре 850—900 °С (редко при 1050 °С) до остаточного содержания серы менее 1 %. Полученный огарок подвергают сегрегационному обжигу с хлоридом кальция или магнезии коксом или углем при температуре 950 °С. После охлаждения и измельчения до 75—100 % —0,074 мм огарок направляют на флотацию или магнитную сепарацию.

Применительно к пентландиту процессы подготовки материала к обогащению характеризуются протеканием реакций



Разработанный процесс подтвердил свою пригодность для переработки разнообразных по составу бедных продуктов обогащения сульфидных медно-никелевых руд (бедного никелевого, перещищенного пирротинового и магнетитового концентратов, хвостов коллективной флотации медистой руды) и морских конкреций. При наличии в исходных продуктах благородных металлов, их извлечение во флотационный концентрат близко к извлечению сегрегированного никеля (78—89 %).

§ 11.6. КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ РУД И ТРУДНООБОГАТИМЫХ ПРОДУКТОВ, ВКЛЮЧАЮЩИЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

Комбинированные схемы переработки окисленных никелевых руд с применением сернокислотного выщелачивания. Окисленные никелевые руды лимонитного типа с низким содержанием оксида магнезии и относительно высоким содержанием в них никеля (1,35 %), кобальта (0,13 %) и железа (46,5 %) с применением сер-

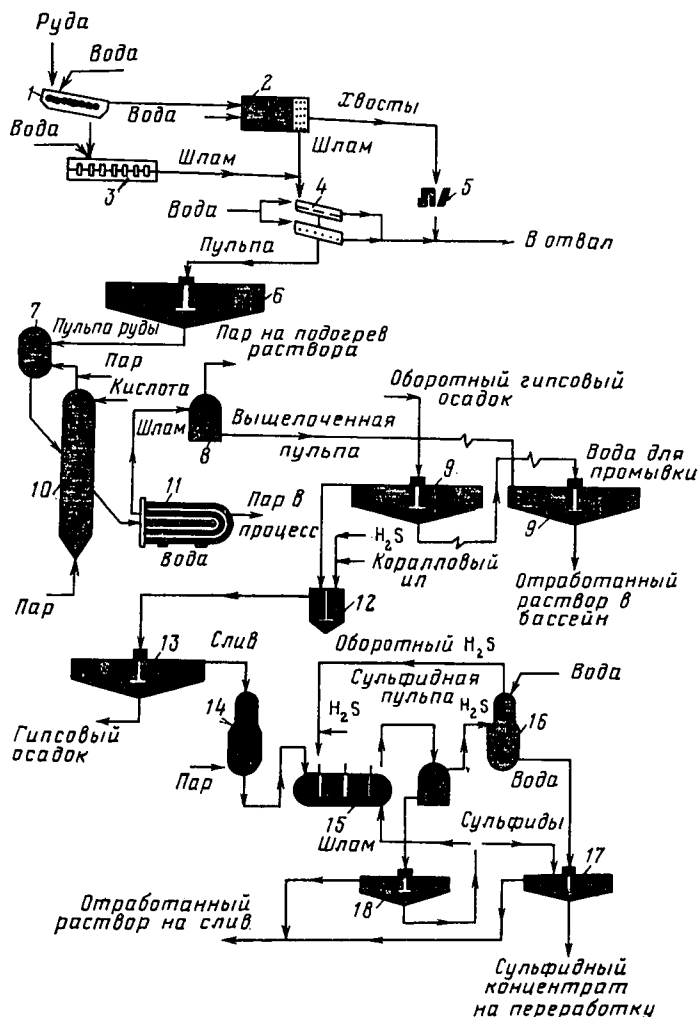


Рис.11.10. Схема цепи аппаратов завода Моа:

1 — вибрационный грохот; 2 — разделительный барабан; 3 — шнековый питатель; 4 — грохот; 5 — щековая дробилка; 6 — приемный сгуститель; 7 — подогреватель; 8 — испаритель мгновенного действия; 9, 17 — сгустители промывки; 10 — автоклав; 11 — теплообменник; 12 — чан для нейтрализации; 13 — сгуститель для осаждения сульфидов; 14, 16 — холодильники; 18 — сгуститель сульфидов

нокислотного выщелачивания в автоклавах при повышенных давлении и температуре перерабатывают на заводе Моа. По разработанной технологической схеме (рис. 11.10) пульпу с содержанием твердого 45 % подогревают в нагревательных колоннах до 250—280°C острым паром и направляют на выщелачивание в автоклавы (диаметром 3 м и высотой 15 м), перемешивание в которых производят при помощи острого пара высокого давления. Концентрированную серную кислоту (98 %) подают в голов-

ной автоклав. Необходимая продолжительность выщелачивания зависит от температуры, концентрации кислоты, состава руды и составляет 1—2 ч.

Пройдя после выщелачивания через теплообменник и самоиспаритель пульпа самотеком поступает для отделения никель-кобальтового раствора от нерастворившегося твердого остатка в систему промывки в стандартных сгустителях по принятой шестикратной непрерывной противоточной схеме. Насыщенный раствор, выходящий из сгустителя I стадии промывки, поступает на нейтрализацию углекислым кальцием.

Никель и кобальт осаждают из нейтрализованного раствора в виде сульфидов в горизонтальных автоклавах при температуре 135 °С газообразным сероводородом под давлением 1 МПа. Использование в качестве затравки для образования центров кристаллизации рециркулируемого осадка сульфидов обеспечивает выпадение в осадок смеси сульфидов около 99 % никеля и 98 % кобальта.

Пульпу, содержащую сульфиды, из автоклавов направляют в испаритель мгновенного действия, где выделяется избыточное количество сероводорода, который охлаждают, промывают водой, осушают и возвращают в осадительные автоклавы, а пульпа самотеком поступает в два сгустителя, работающие параллельно. Одну часть сгущенного продукта сгустителя используют в цикле осаждения в качестве затравки, другую — промывают в два этапа горячей водой из холодильника сероводорода. Получаемый сульфидный концентрат является товарным продуктом. Извлечение никеля в него составляет 95 % от руды.

Процесс сернокислотного выщелачивания под давлением «упорных» высокомагнезиальных (до 12 % MgO) и высокожелезистых (до 50 % FeO) окисленных никелевых (0,5—2 % Ni ; 0,5 % Co) руд разработан компанией «Амакс» (США). По предлагаемой технологии (рис. 11.11) руду выщелачивают концентрированной (93 %) серной кислотой при температуре 200—260 °С и давлении около 3,2 МПа; при этом в раствор кроме никеля и кобальта переходит значительная доля магния, но мало железа. Раствор отделяют от осадка противоточной декантацией и направляют на I стадию нейтрализации оксидом магния при температуре 50—100 °С для повышения pH до 3,4—4,5 и очистки раствора от железа, алюминия и кремния, а затем на II стадию нейтрализации оксидам магния при температуре 70—95 °С до pH раствора 8 и осаждения никеля и кобальта в виде их гидроксидов. Отфильтрованный осадок является товарной продукцией. Из фильтрата в кристаллизаторе при температуре 190—240 °С и давлении 1,6—2,9 МПа получают кристаллический сульфат магния, последующее термическое разложение которого с добавками самородной, элементарной серы или пирита, обеспечивают получение серной кислоты и оксида магния, возвращаемых в процесс.

Достоинства процесса — возможность переработки высокомагнезиальных окисленных руд с высоким извлечением никеля

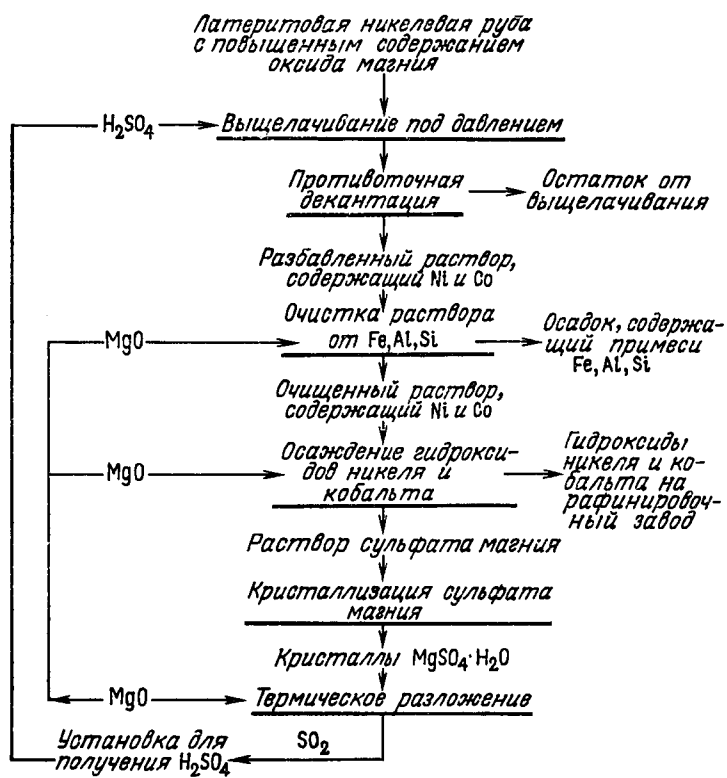


Рис. 11.11. Схема сернокислотного выщелачивания под давлением латеритовой руды с повышенным содержанием оксида магния

и кобальта (до 90 % каждого) в чистые конечные продукты (без использования пиromеталлургических и электрохимических процессов) по экологически чистой технологии, поскольку используемые в обороте серная кислота и оксид магния регенерируются с минимальными потерями.

Технология переработки продуктов с повышенным содержанием силикатного никеля (например, хвостов сульфидной флотации некоторых медно-никелевых руд), разработанная в Ленинградском горном институте Г. А. Осолодковым и М. Г. Татарской, базируется на сравнительно легком разложении силикатов никеля кислотами. Она включает выщелачивание исходного продукта 2 %-м раствором серной кислоты при $T:Ж = 1:2$ и температуре пульпы 50—70 °C; цементацию никеля на чугунной стружке крупностью —0,074 мм в течение 1 ч при температуре пульпы 60—65 °C и соотношении $Fe/Ni = 40$ с извлечением из раствора 92—98 % никеля; флотацию цементного никеля и имеющихся его сульфидов из остатка выщелачивания с ксантогенатом и добавками диксантогенида в качестве собирателей, медным купоросом и сернистым натрием — в качестве активаторов. Общее извлечение никеля

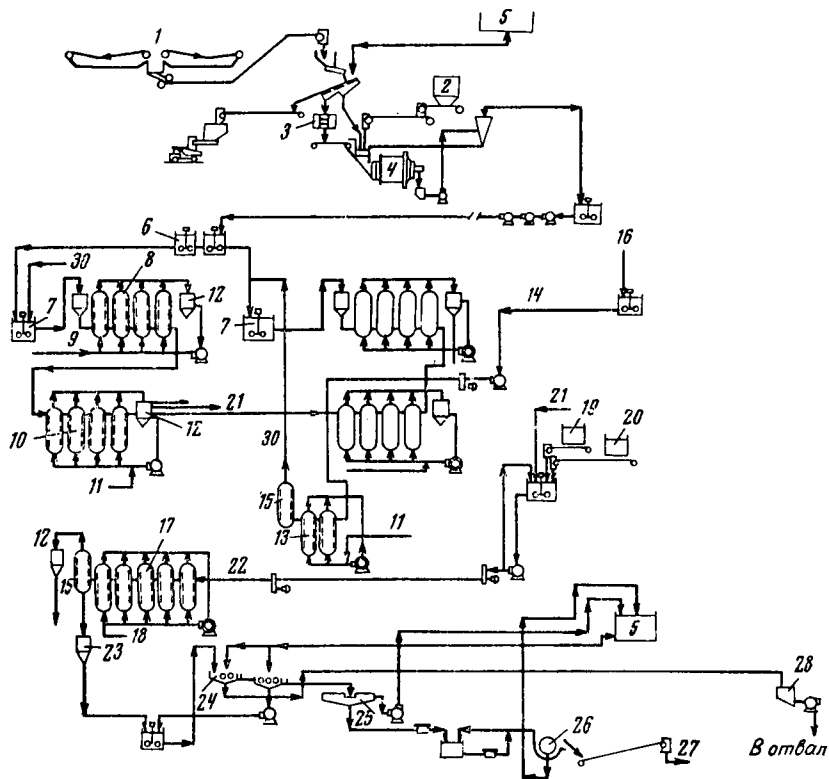


Рис. 11.12. Схема цепи аппаратов для переработки окисленных никелевых руд по технологии «Рипаблик стил корпорейшн»:

1 — руда; 2 — сера; 3 — молотковая дробилка; 4 — шаровая мельница; 5 — технологическая вода; 6 — промежуточный бункер исходной пульпы; 7 — подогреватели пульпы; 8 — автоклавы сульфидизации; 9 — азот; 10 — автоклавы окисления; 11, 18 — кислород; 12 — конденсатор-холодильник; 13 — автоклавы нейтрализации; 14 — шлам латеритовой руды для нейтрализации; 15 — камера мгновенного действия; 16 — выветренная латеритовая руда; 17 — автоклавы цементации; 19 — бункер с железным порошком; 20 — охристая руда или инертная дробилка; 21 — вода; 22 — шлам охристой руды; 23 — охлаждение пульпы; 24 — магнитный сепаратор; 25 — сгуститель цементного никеля; 26 — фильтр для цементного никеля; 27 — концентрат цементного никеля в схему выщелачивания карбонатом аммония; 28 — кислые шламистые хвосты

в грубый концентрат (2,5—3,5 % никеля) составляет более 80 % за счет как цементного, так и сульфидного никеля.

Технология переработки силикатных и латеритовых руд Филиппин, разработанная фирмой «Рипаблик стил корпорейшн» (США), состоит из пяти основных переделов (рис. 11.12):

I подготовка сырья — руду смешивают с серой (половина которой может быть заменена пиритом) и подвергают мокрому измельчению до $-0,1$ ($0,2$) мм;

II — сульфидизация — пульпу подогревают паром, перекачивают в автоклавы сульфидизации и сульфидизируют в течение 1,5 ч при температуре 235—250 °С, давлении смеси азота с водяным паром около 5 МПа и pH 5;

III — окисление сульфидных составляющих пульпы в автоклавах окисления кислородом в течение 2 ч (при парциальном давлении 0,7 МПа), температуре 250 °С и общем давлении 5 МПа с последующей нейтрализацией раствора до pH 2 выветренной латеритовой рудой (в виде пульпы) в течение 30 мин и охлаждение его в камере распылительной сушилки до 150 °С при давлении 0,5 МПа;

IV — цементация никеля, находящегося в растворе, железным порошком (в соотношении $\text{Fe} : \text{Ni} = 2,5 : 1$) в автоклавах цементации при температуре 150 °С, давлении смеси водорода и водяного пара 4,2 МПа в течение 1,25 ч при pH менее 5 с извлечением никеля из раствора 98 %, кобальта 10 %.

V — извлечение цементных никеля и кобальта магнитной сепарацией в концентрат (94 %), который может быть переработан по схеме аммиачного выщелачивания.

Разработанная технология применима также для переработки низкосортных сульфидных концентратов. Стадия сульфидизации при этом исключается из технологической схемы.

Для переработки низкосортных латеритовых руд компанией «Шеррит—Гордон» (Канада) предложена технология с предварительным сульфатизирующим обжигом при температуре 650—700 °С в многоподовой печи с добавлением 20—30 % от массы руды, серы или пирита и последующим выщелачиванием огарка горячей водой при 70—80 °С в течение 30—60 мин. Осаждение металлов в виде сульфидов из сульфатных растворов производится сероводородом (под давлением 0,2 МПа) при температуре 120 °С. Извлечение как никеля, так и кобальта из раствора при этом составляет около 95 %.

Изучается также возможность использования бактериального выщелачивания никеля из бедных сульфидных никелевых руд. Извлечение никеля из измельченных руд месторождений Канады, содержащих примерно 0,2 % никеля, при выщелачивании в течение 6 ч составляло 73—97 %.

Комбинированные схемы, включающие аммиачное выщелачивание никеля. Комбинированные схемы, включающие предварительный сульфатизирующий или восстановительный обжиг (рис. 11.13) последующим аммиачным выщелачиванием, предложены фирмой «Шеррит—Гордон» (Канада) для переработки низкосортных латеритовых руд Филиппин.

Восстановительный обжиг проводят в трубчатой печи при температуре 650 °С в атмосфере водорода, пропускаемого с определенной скоростью; выщелачивание — аммиачно-карбонатным раствором в присутствии кислорода. Полученный раствор обрабатывают сульфидом аммония с целью очистки его от кобальта, который выпадает вместе с некоторым количеством никеля в виде сульфида. Последующий нагрев очищенного от кобальта раствора приводит к осаждению из него никеля в виде карбоната и к регенерации как аммиака, так и диоксида углерода, направляемых для повторного использования. Осадок карбоната никеля снова растворяют для получения концентрированного раствора и восстанов-

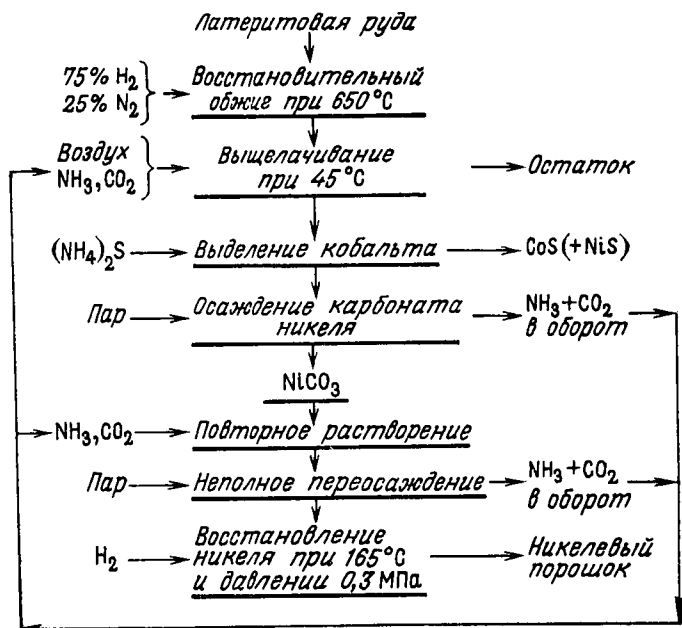


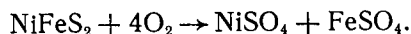
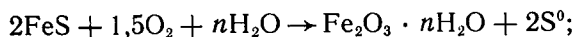
Рис. 11.13. Схема переработки латеритовой руды по технологии «Шеррит-Гордон»

ливают при температуре 165 °C и давлении водорода 0,3 МПа с получением металлического порошкообразного никеля.

При использовании данного процесса значительно повышается (по данным фирмы) извлечение никеля и кобальта из бедных окисленных руд, по сравнению с серноокислотным выщелачиванием, так основная доля железа отделяется в начале процесса.

Комбинированная схема переработки никельсодержащих пирротиновых концентратов. Получаемые из отечественных медно-никелевых руд пирротиновые концентраты могут содержать платиноиды и до 3—4 % никеля, около 60 % которого представлено весьма тонкими включениями пентландита. Для их переработки Гипроникелем и Гинцветметом совместно с Норильским ГМК разработан автоклавно-окислительный процесс (рис. 11.14).

Окисление пирротина и пентландита при автоклавном выщелачивании в четырех последовательно работающих автоклавах обеспечивается аэрацией пульпы в них кислородно-воздушной смесью (55—65 % O₂) и сопровождается протеканием реакции с образованием гидроксидов железа, элементарной серы и сульфатов металла



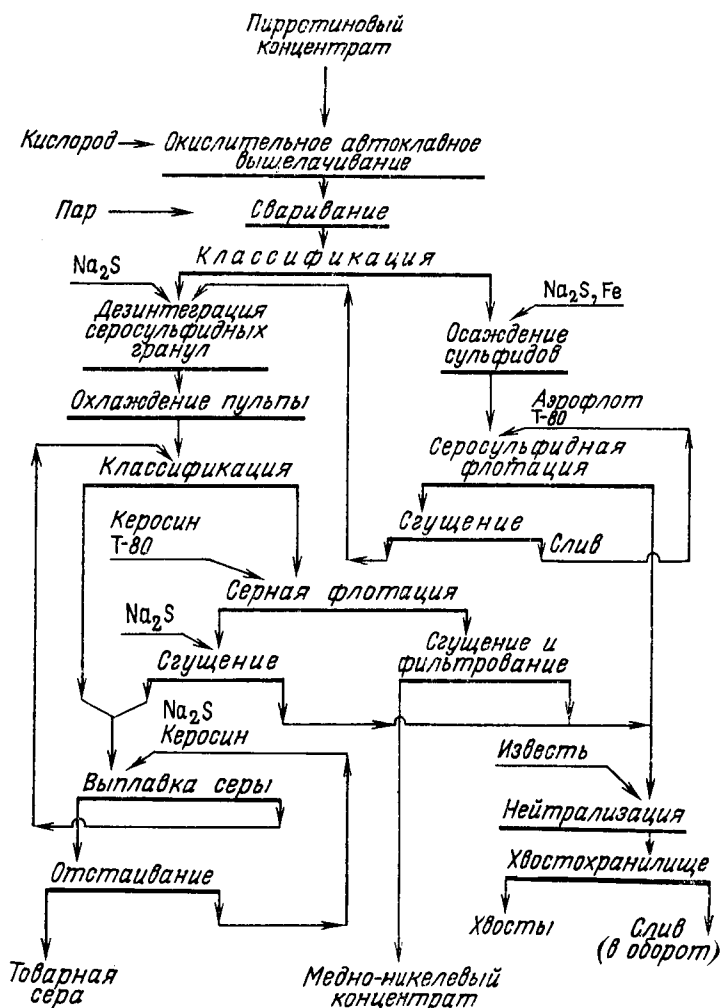


Рис. 11.14. Схема автоклавной переработки никельсодержащих пирротиновых концентратов

В первых двух автоклавах выщелачивание ведут при температуре 130°C , превышающей точку плавления образующейся элементарной серы (119°C), которая в этих условиях образует капли, смачивающие слабогидрофобную поверхность раскрываемых частичек сульфидов никеля и меди с образованием серосульфидных гранул. Минералы породы и гидроксиды железа, обладающие гидрофильной поверхностью, расплавленной серой не смачиваются. В третьем и четвертом автоклавах выщелачивание ведут уже при оптимальной температуре разложения пирротина $110\text{—}112^{\circ}\text{C}$, т. е. ниже точки плавления серы. Образующиеся при этом тонкие обра-

зования серосульфидного материала налипают на поверхность образованных ранее серосульфидных гранул, которые отделяются от пульпы в процессе последующей классификации (см. рис. 11.14).

Медь, никель, кобальт из раствора осаждают в виде сульфидов сернистым натрием и металлическим железом (160—210 % стехиометрически необходимого расхода) и после охлаждения пульпы до 40—60 °С флотируют с получением серосульфидного концентрата, содержащего около 50 % общей серы, в том числе около 25 % элементарной.

Объединенный серосульфидный концентрат разваривают в автоклаве с мешалкой при $T:Ж = 1:0,5$ и температуре 120—130 °С с целью дезинтеграции частиц элементарной серы и сульфидов тяжелых металлов, для гидрофилизации поверхности которых, их пептизации и депрессии при последующей серной флотации подают сернистый натрий. Серу флотируют при температуре 30—35 °С и $T:Ж = 1:1$. Извлечение серы в концентрат, содержащий 68—80 % серы, составляет 83—93 %. Хвосты флотации являются товарным сульфидным концентратом. Они содержат 8—10 % никеля, 3—4 % меди при извлечении соответственно 85 и 87 % и поступают на соответствующий пирометаллургический передел.

Для получения товарной серы серный концентрат подвергают автоклавной плавке с добавками сернистого натрия для улучшения перехода частиц сульфидов в пульпу хвостов плавки (направляемых на классификацию и флотацию) и керосина для повышения эффективности взаимного смачивания и образования агрегатов из частиц и капелек расплавленной серы. Извлечение серы в товарную после перечистки ее в операции отстаивания составляет около 50 %.

Возможные направления совершенствования разработанной технологии:

- более глубокое разложение сульфидов с переводом никеля в раствор;

- интенсификация окислительного автоклавного выщелачивания повышением температуры процесса до 135—150 °С;

- извлечение тяжелых цветных металлов из пульпы ионным обменом;

- переработка элюата с получением товарного никеля или безжелезистого никелевого полупродукта.

Часть IV

ОРГАНИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВОМ И ТЕХНИКО- ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

ГЛАВА 12. ОРГАНИЗАЦИЯ КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 12.1. ОПРОБОВАНИЕ И КОНТРОЛЬ

Комплексное использование сырья и дальнейшее повышение качества продукции в условиях постепенного истощения запасов полезных ископаемых и вовлечения в переработку труднообогатимых руд с низким содержанием полезных компонентов невозможны без решения задач автоматизации обогатительных процессов.

Эффективное управление технологическими процессами обогатительных производств может быть реализовано прежде всего на базе систем контроля и управления, причем уровень автоматизации процессов обогащения неуклонно повышается — от локальных систем управления отдельными параметрами и аппаратами к автоматизированным системам управления технологическими процессами (АСУТП) и производствами (АСУП).

Создание автоматизированных систем управления технологическими процессами обогатительных фабрик (АСУТП ОФ) является одним из основных направлений технического прогресса в отрасли, что подтверждается опытом эксплуатации АСУТП на Зыряновской, Алмалыкской свинцово-цинковых и Сорской медно-молибденовой фабриках, Норильском ГМК и ряде других предприятий.

Важнейший этап реализации АСУТП — внедрение автоматизированных систем аналитического контроля (АСАК), представляющих собой в ряде случаев законченные технологические процессы, включающие отбор, разделку, транспортировку и подготовку проб к анализу, проведение измерительного эксперимента и обработку информации. Специфика АСАК по сравнению с другими информационно-измерительными системами (ИИС) заключается в особой сложности получения аналитической информации. Вместе с тем сама по себе возможность получения точной и своевременной (не зависящей от персонала) информации с помощью АСАК позволит коренным образом изменить и усовершенствовать всю организацию аналитической службы на обогатительных предприятиях.

Следует отметить также, что невозможно достичь существенного успеха без оснащения предприятий отрасли современными техническими средствами автоматизации, прежде всего, надежными ЭВМ, а также средствами контроля вещественного состава руд, промпродуктов, концентратов и хвостов; приборами контроля массы материала, проходящего на разных уровнях процесса; контроля физического и химического составов веществ; современными средствами отбора, доставки к месту контроля и обработки проб и др.

Состояние и задачи аналитического контроля процессов обогащения. Опробование сопутствует любому процессу обогащения, поскольку только сопутствующими измерениями возможно определение качества исходных и конечных продуктов и расчет технологических показателей.

Цель опробования — получение необходимой информации об опробуемом продукте. При этом получение такой информации может осуществляться определением свойств этого опробуемого массива (например, при измерении массы, валовой переработки руды и т. п.) либо определением свойств некоторой выделенной части массива с последующим распространением этих свойств на всю опробуемую массу.

Вопросы теории опробования полезных ископаемых и продуктов их обогащения достаточно подробно освещены В. З. Козыным.

В настоящее время наиболее эффективным средством получения достоверной информации об управляемом процессе должны стать автоматизированные системы контроля.

С появлением автоматических анализаторов качества, основанных на современных физических и физико-химических методах контроля, автоматических гранулометров, уровнемеров и других технических средств значительно расширились возможности получения аналитической информации. Однако практическая реализация этих возможностей имеет трудности методического характера, обусловленные большим разнообразием составов и свойств контролируемых сред, дефицитом некоторых технических средств, недостаточно высоким уровнем их надежности, а также высокой стоимостью и сложностью современных систем автоматического контроля.

Различают задачи отчетного контроля (анализы ОТК, балансовые, маркировочные и т. д.) и задачи оперативного контроля (анализы исходных, промежуточных и конечных продуктов по ходу процесса).

Отчетный контроль требует высокой точности анализов. Продолжительность и трудоемкость их выполнения, хотя и имеют существенное значение, но не играют определяющей роли, поскольку результаты анализа не используются для управления непосредственно технологическим процессом. Отчетный контроль может быть обеспечен как классическими химическими, так и современными инструментальными физическими и физико-химическими методами.

Оперативный контроль требует достаточно высокой точности анализов в ограниченном диапазоне содержаний компонентов (в связи с необходимостью поддержания составов продуктов в узких пределах) с быстрой выдачей результатов анализов, поскольку они предназначены для непосредственного управления технологическими процессами. Очевидно, что оперативный контроль нужно вести непрерывно или дискретно с выдачей аналитической информации в одном темпе с протеканием технологических процессов. Эти требования, как правило, могут быть обеспечены только с помощью автоматических и полуавтоматических анализаторов в рамках автоматизированных систем аналитического контроля.

В последние два десятилетия для получения аналитической информации с целью оперативного управления технологическими процессами обогащения вначале использовались экспрессные физические и физико-химические методы анализа (оптико- и рентгеноспектральные, радиоизотопные, ядерно-физические, спектрофотометрические, атомно-абсорбционные, полярографические, потенциометрические и др.), а затем аналитические комплексы в виде анализаторов и ЭВМ. На этой базе стали создаваться локальные автоматизированные системы аналитического контроля с соответствующими устройствами для отбора и подготовки проб, их транспортировки к анализаторам.

В настоящее время, по-видимому, мы стоим на пороге нового этапа, который характеризуется динамичной архитектурой систем аналитического контроля с возможностью гибко изменять структуру и функции всех подсистем контроля в соответствии с изменениями в объектах контроля и системах управления технологическими процессами и производством. Элементы этого этапа наблюдаются в существующих АСАК при использовании адаптивных алгоритмов и процедур контроля.

Создание систем управления, позволяющих вести технологические процессы в оптимальных режимах, требует значительного увеличения потоков аналитической информации на всех этапах обогащательного производства и, следовательно, значительного расширения круга используемых аналитических методов анализа. Представление о многообразии возможных методов контроля в основных, подготовительных и вспомогательных технологических процессах обогащения дает табл. 12.1.

Проблемы создания АСАК. Существуют проблемы создания АСАК теоретического и чисто технического характера.

Теоретические проблемы обусловлены спецификой аналитического контроля, отличающей его от других более простых видов контроля, теория которых хорошо разработана. Сложностью аналитического контроля, по-видимому, объясняется и недостаточная разработка ряда его аспектов на различных этапах выполнения аналитических и вычислительных операций.

Технические проблемы создания АСАК возникают из-за недостатка некоторых технических средств, особенно на этапах отбора, подготовки и транспортировки проб, а также из-за

Таблица 12.1

Использование различных видов и методов контроля в автоматизированных системах управления основными и вспомогательными технологическими процессами

Технологические процессы	Контролируемый состав				Методы анализа																					
	Минеральный	Газовый	Элементный	Молекулярный	Ионный	Рентгеноспектральные	Рентгенорадиометрические	Ядерно-физические	Радионизотопные	Атомно-эмиссионные спектральные	Атомно-абсорбционные	Атомно-флуоресцентные	Люминесцентные	Спектрофотометрические	Титриметрические	Гравиметрические	Потенциометрические	Кондуктометрические	Магнитные	Поларографические	Хроматографические	Комбинированные	Рентгеноструктурные	Локальные микронизовые	Термографические	Пирометрические
Дробление Грохочение Измельчение	+	+	+	++		+	+	+	+	+			+		+	+		+	+			+		+		
Гравитационное обогащение Магнитное обогащение Флотация Химическое обогащение Физико-аналитическое обогащение Электрическое обогащение	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	
Очистка сточных вод Приготовление и регенерация сточных флотационных реагентов Окусование			+	++	++			+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	

Примечание. Знаком «+» обозначена применимость соответствующего вида контроля. Термином «физико-аналитическое обогащение» обозначены рентгенорадиометрическое, фотометрическое, люминесцентное и другие виды обогащения на основе порционной или покусковой сортировки обогащаемого продукта с оценкой его состава по соответствующим аналитическим сигналам.

недостаточной надежности средств аналитической и вычислительной техники.

Анализ эффективности АСАК и их оптимизацию можно осуществить при наличии подходящих математических моделей содержания компонентов, состава контролируемой среды, процесса получения аналитической информации и процесса контроля в целом. Эти модели должны быть просты для исследования аналитическими и численными методами, но не настолько, чтобы была потеряна возможность получать на их основе достаточно точные результаты.

Все реальные процессы контроля обогатительных фабрик могут быть описаны как детерминированными, так и статистическими (вероятностными и стохастическими) моделями. Наиболее близкими к действительности являются статистические модели, в частности, модели объектов контроля, сигналов, процессов измерения и т. д., но наиважнейшее значение имеют модели содержания компонентов: непрерывную и дискретную. Причем наиболее общим является дискретный подход, так как любую непрерывную величину можно представить с любой заданной точностью в дискретной форме.

Отбор, доставка и подготовка проб к анализу. Лишь немногие неразрушающие методы (радиоизотопные, рентгеноспектральные, ядерно-физические и др.) позволяют в некоторых случаях контролировать состав продуктов без отбора проб непосредственно на технологических транспортных устройствах, в емкостях и аппаратах. Однако в этом случае измерением охватывается, как правило, лишь небольшая часть контролируемого материала.

В подавляющем большинстве необходимы отбор пробы и доставка ее к анализатору. В ряде случаев это связано с целесообразностью обслуживания одним анализатором нескольких точек контроля.

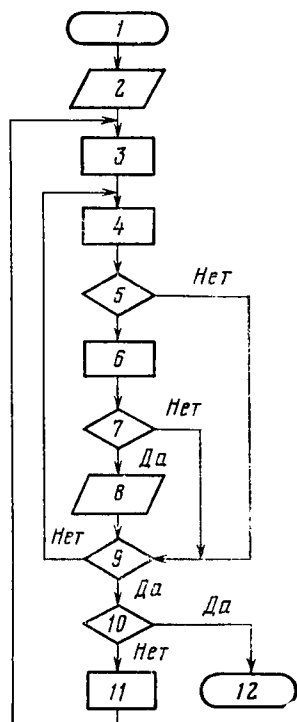
Преобразования пробы могут носить как детерминированный, так и статистический характер. Несмотря на большое разнообразие операций по отбору, доставке и подготовке проб к анализу, все детерминированные преобразования могут быть сведены на каждой операции к трем основным преобразованиям или их комбинации: пропорциональному изменению содержания определяемых компонентов, изменению соотношения содержания компонентов и усреднению содержания разных проб.

Во время выполнения пробоотборных и пробоподготовительных операций происходят потери информации о содержаниях компонентов в контролируемом процессе (продукте) по разным причинам. В этом случае основной путь сохранения представительности пробы при ее сокращении — повышение однородности исходной пробы. Практически это осуществляется измельчением материала исходной пробы, тщательным его перемешиванием и последующим сокращением.

При статистических преобразованиях, которые проводятся целенаправленно или совершаются вследствие природных закономер-

Рис. 12.1. Алгоритм многокритериальной оптимизации:

1 — пуск программы; 2 — ввод исходной информации и ее проверка; 3 — выбор критерия оптимальности; 4 — выбор начальной точки; 5 — проверка значений выбранной начальной точки с допустимыми пределами ограничений; 6 — поиск оптимального решения для критерия оптимальности методом случайного поиска; 7 — сравнение значений критерия оптимальности с предыдущим результатом и печатание значений, отличающихся от найденных ранее; 8 — печатание оптимального решения; 9 — проверка: все ли начальные точки просмотрены; 10 — проверка: все ли критерии оптимальности просмотрены; 11 — корректировка очередной уступки для критерия оптимальности; 12 — останов



ностей, происходит изменение законов распределения контролируемых компонентов или их параметров.

Выбор методик анализа. Аналитический метод контроля определяет аппаратную и алгоритмическую структуры системы, ее метрологические и экономические характеристики. Вопросы рационального выбора аналитических методов подробно рассмотрены, например, в работах А. Б. Шаевича.

Ввиду отсутствия абсолютно универсальных методов и средств контроля для каждого вида анализа выбирают наиболее рациональный метод и аппаратуру. Если после сопоставления различных аналитических методов остается несколько конкурирующих вариантов, то выясняется их применимость на стадии оптимизации аппаратных и алгоритмических структур.

Оптимизацию АСАК можно проводить по различным критериям: метрологическим, технологическим, экономическим и т. д. Наиболее универсальны экономические критерии. В качестве основного экономического критерия используют приведенные затраты.

Процесс многокритериальной оптимизации распадается на несколько этапов, а сама процедура оптимизации формально сводится к последовательному решению ряда задач, которое можно представить в виде блок-схемы алгоритма (рис. 12.1).

Алгоритмы функционирования АСАК могут быть классифицированы по различным признакам, основными из которых являются

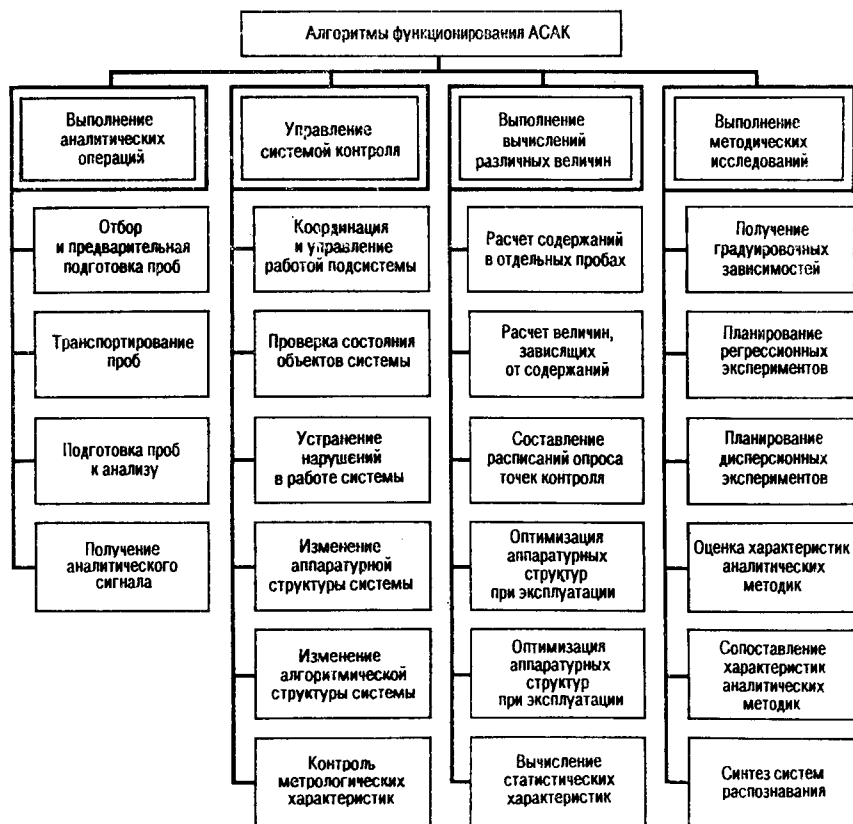


Рис. 12.2. Классификация алгоритмов функционирования АСАК

функциональные. При этом все алгоритмы можно условно разбить на два класса: алгоритмы управления выполнением отдельных аналитических операций и работой системы в целом, а также алгоритмы обработки аналитической информации, получения градуировочных зависимостей, расчета статистических характеристик контролируемых объектов и другие алгоритмы вычислительного характера (рис. 12.2).

Важная задача — рациональный выбор той или иной алгоритмической структуры системы аналитического контроля, который может решаться по-разному, в зависимости от подхода к этой задаче. Часто для решения поставленной задачи используют известный метод перебора, основанный на расчете прибыли, приносимой объектом в стационарном режиме.

Получение градуировочных зависимостей. Состав неопределяемой части контролируемого продукта так или иначе всегда влияет на информативный параметр аналитического сигнала. В ряде практических задач аналитического контроля это влияние необходимо учитывать.

В простейшем случае функциональная зависимость между определяемым содержанием X и аналитическим содержанием Y может быть выражена в виде

$$Y = F(X), \quad (12.1)$$

где $F(X)$ — монотонная функция.

Задача анализа сводится к определению X по значениям Y , т. е.

$$X = F^{-1}(Y) = f(Y), \quad (12.2)$$

где $f(Y)$ — градуировочная зависимость.

Следует отметить, что планирование и постановка градуировочного эксперимента отличаются сложностью, а в ряде случаев и невозможностью строить планы с заданными значениями аналитических сигналов.

Для ряда аналитических методов зависимость (12.1) линейная, тогда $Y = aX + b$, откуда $X = (Y - b)/a$. В этом случае градуировка сводится к операции масштабирования X . Однако в подавляющем большинстве случаев связь между X и Y нелинейная, тогда зависимость (12.2) находят экспериментально с помощью определенного набора (массива) градуировочных образцов, для которых известны конкретные значения X и Y . Искомые значения X могут быть получены интерполяцией. В большинстве случаев хорошие результаты дает линейная интерполяция с заданным шагом X

$$X = X_i + \Delta X (Y - Y_i)/(Y_{i+1} - Y_i), \quad (12.3)$$

где Y — измеренное значение аналитического сигнала; Y_i и Y_{i+1} — значения аналитических сигналов в исходной матрице.

Для сокращения необходимого объема памяти ЭВМ широко используется способ нахождения градуировочной зависимости с помощью аппроксимирующего полинома $P_n(Y)$, имеющего наименьшую степень при заданной допустимой максимальной погрешности $\delta_{\max}$.

Хорошие результаты, особенно для анализа жидких проб, дает комбинированный метод добавок и разбавлений.

Особенно интересно использование подходов регрессионного анализа в решении задач автоматизации аналитического контроля. В настоящее время расчет содержаний компонентов в 50 успешно функционирующих АСАК обогатительных фабрик цветной металлургии ведется по регрессионным уравнениям связи. По этим уравнениям проводятся сотни тысяч определений компонентов в год. Анализуют подвергают порошковые, пульпообразные и жидкие пробы. Успешно контролируются исходная руда, промпродукты, концентраты и хвосты сложного состава. Определяется более 30 химических элементов и соединений. Время, затрачиваемое на получение аналитического сигнала (без учета времени на доставку и подготовку пробы) и расчет содержания, обычно не превышает 10 с.

Перспективным направлением развития АСАК является использование в системах аналитического контроля положений и методов, составляющих основу распознавания образцов.

§ 12.2. ПРИНЦИПЫ УПРАВЛЕНИЯ

Эффективное управление сложными технологическими процессами обогащения на современном уровне возможно лишь с использованием ЭВМ, в этом случае оно обеспечивает достижение определенных эксплуатационных и экономических показателей процессов в целом и используемого в них оборудования.

Как известно, любое управление строится на основе информации о состоянии объекта управления, сопоставления ее с целями управления и формирования по результатам этого сопоставления соответствующих управляющих воздействий. Развитие управления процессами происходит поэтапно.

На первом этапе используют ручное управление — самая ранняя и наиболее простая форма управления. Для измерения переменных величин процесса оператор пользуется своими органами чувств и непосредственно вмешивается в управление процессом. Способ управления состоит в том, что оператор должен корректировать любое отклонение от требуемого рабочего режима путем изменения значения входной управляемой переменной, а затем наблюдать, оказалась ли поправка достаточной (рис. 12.3, а). Такие поправки следует вводить до тех пор, пока процесс не вернется к нормальному виду.

На втором этапе также используют ручное управление, но с применением индикаторных и регистрационных приборов, заменивших собой человеческие органы чувств, что обеспечивает оперативные взаимно согласованные и точные измерения. Регистрирующие автоматические приборы обеспечивали фиксацию данных и анализ тенденции процесса. Функции оператора сводились к тому, чтобы замечать отклонения выходных параметров процесса (по приборам) и вводить поправки в процесс (рис. 12.3, б).

На третьем этапе используют местное автоматическое регулирование — оно устраняет оператора из цепи обратной связи введением автоматического регулятора. Автоматические регуляторы — контроллеры выполняют в этом случае функции слежения за процессом и введения поправок для устранения отклонений от нормального хода. При этом единственная функция оператора — установка контрольных точек (заданий) для регулятора (рис. 12.3, в). Контрольные точки или эталонные задания — количественные значения входных параметров регуляторов, возле которых удерживаются переменные процесса.

На четвертом этапе используют централизованное автоматическое регулирование, возникшее на базе местного автоматического регулирования, для технологических процессов, имеющих большое число регулируемых переменных (рис. 12.3, г). В этом

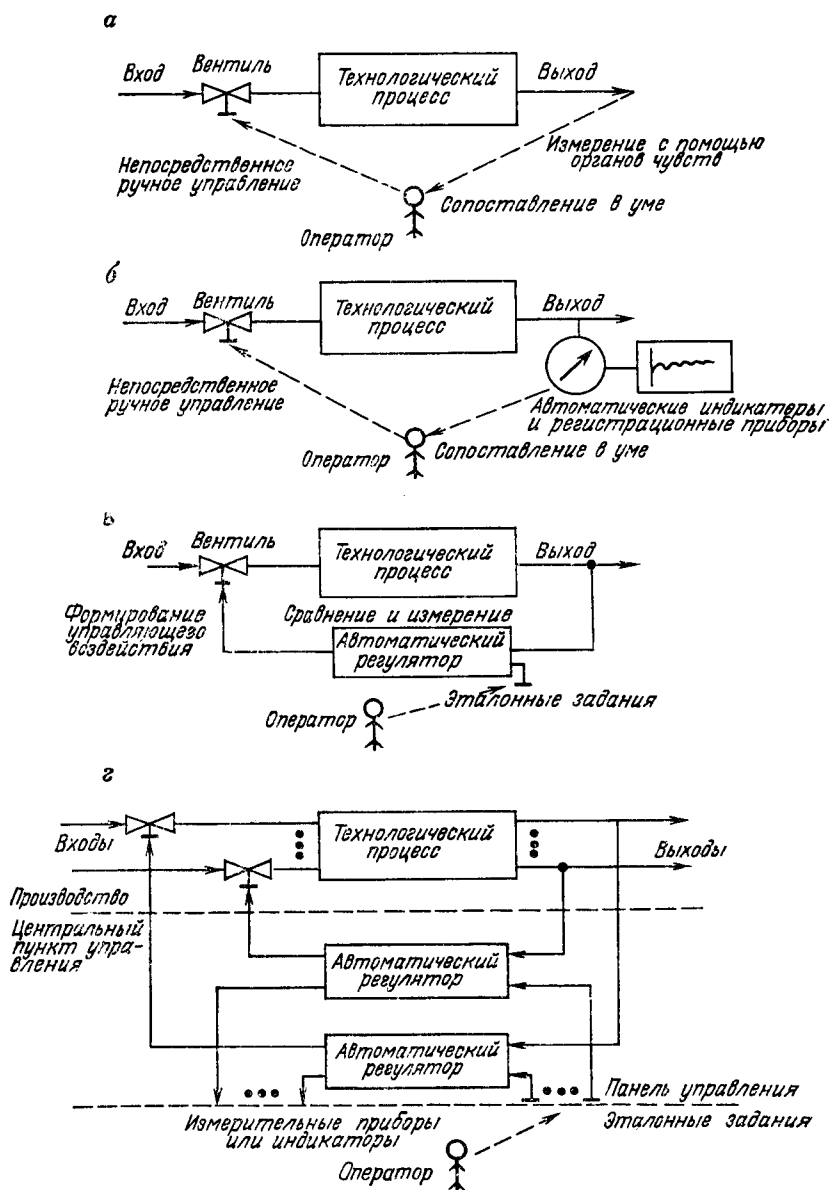


Рис. 12.3. Управление процессами:

а, б — ручное; в — местное автоматическое; г — централизованное автоматическое

случае ввиду затруднительного наблюдения одновременно за многими удаленными друг от друга регуляторами установка на них эталонных заданий становится все более трудным делом. Выход — создание централизованного пункта управления в помещении, где собрано и смонтировано на панели управления большинство автоматических регуляторов. До периода использования ЭВМ в системе управления это было самой передовой формой автоматизации процессов. Однако даже на самых лучших централизованных пультах управления имелось много недостатков:

- некомплексный характер автоматизации, отсутствие возможности управлять процессом в целом;

- недостаточная согласованность результатов вследствие их зависимости от деятельности операторов;

- неудобство и высокая стоимость регистрации и обработки данных;

- невозможность применять оптимальное управление для получения наилучших технологических показателей;

- большой риск аварий или опасных режимов работ в связи с длительным временем реакции операторов.

На пятом этапе для эффективного управления технологическими процессами применяют управляющие ЭВМ. ЭВМ, специально предназначенные для контроля и управления технологическими процессами в различных отраслях промышленности, называют управляющими вычислительными машинами (УВМ). В системах управления с УВМ используется два основных режима: информационный (режим советчика диспетчеру) и управляющий.

Информационный режим характерен для систем автоматического контроля, сбора и переработки информации. Информационные системы непосредственно не решают задач управления процессом, хотя на основании собранной и переработанной с их помощью информации те или иные решения по управлению процессом принимаются непосредственно оператором (рис. 12.4, а).

Управляющий режим использования УВМ имеет две основных разновидности: непосредственное (или прямое) цифровое управление (НЦУ) и супервизорное (или не прямое) управление.

В режиме НЦУ (рис. 12.4, б) на основании информации о состоянии объекта управления (ОУ), снимаемой с датчиков (Д), и программы обработки информации, вводимой оператором, УВМ формирует управляющие воздействия и передает их сама на исполнительные устройства (ИУ) объекта управления, минуя оператора. Таким образом, обеспечивается автоматический режим работы системы управления без непосредственного участия оператора.

В супервизорном режиме (рис. 12.4, в) УВМ реализует задачи либо вычисления оптимальных значений установок локальных регуляторов (ЛР), либо координации работы локальных систем управления. Важным достоинством супервизорного режима является возможность реализовать сложные задачи управления (идентификация, оптимизация, прогнозирование и т. д.), используя

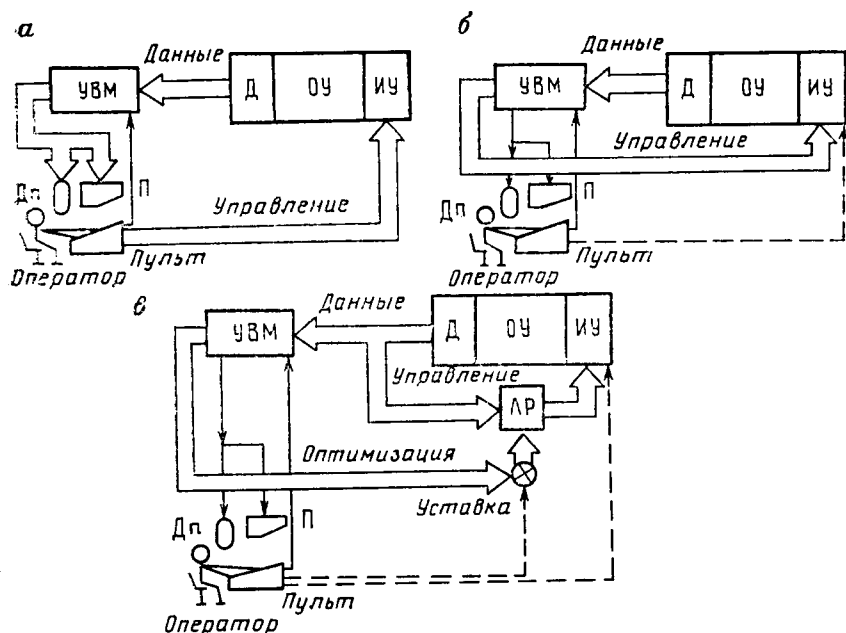


Рис. 12.4. Управление процессами с помощью ЭВМ:

а — информационный режим; б — непосредственное цифровое управление; в — супервизорное управление; Дп — дисплей; П — принтер

средства локальной автоматики, что дает возможность модернизации существующих систем централизованного автоматического регулирования.

§ 12.3. АСУТП ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

АСУТП обогатительных фабрик состоят из трех частей: организационно-функциональной, структурно-алгоритмической и материальной. В отдельности ни одна из них не может быть рассмотрена на АСУТП.

Организационно-функциональная часть содержит описание класса АСУТП и круга решаемых задач, структурную схему, отображающую принятые уровни управления, функциональную схему, отображающую перечень функций аппаратуры и персонала на каждом уровне управления, схему информационных потоков и нормативную документацию, регламентирующую функции оперативного персонала и их воздействие с техническими средствами.

Структурно-алгоритмическая часть включает алгоритмы функционирования системы, программное обеспечение и необходимую документацию по их реализации.

Материальную часть составляют технические средства, установленные и соединенные между собой в соответствии с тре-

бованиями структурно-алгоритмической части, а также эксплуатационная документация на все изделия, входящие в состав технических средств АСУТП.

Основные принципы построения АСУТП:

- системный принцип, обеспечивающий взаимную увязку и согласование используемых методов, технических средств и программных решений;

- принцип типизации и стандартизации, обеспечивающий модульность структуры технических средств, алгоритмов и программ;

- принцип резервирования, обеспечивающий управление производственным процессом при выходе из строя отдельных элементов системы, а также наличие аппаратных и программных средств контроля работы устройств и диагностики неисправностей;

- принцип поконтурного расчленения технологической схемы, обеспечивающий рациональное определение объемов информации и построение схем автоматического управления;

- принцип иерархического построения структуры управления, обеспечивающий четкое распределение по иерархическим уровням потоков информации и функции контроля и управления;

- принцип развития, обеспечивающий возможность последовательного ввода систем автоматизации и их дальнейшего совершенствования.

Структура АСУТП. Организационно-функциональная часть АСУТП базируется на иерархическом принципе, согласно которому в схеме оперативного управления фабрикой предусматривается несколько уровней управления. Наиболее представительна трехуровневая система управления: центральный диспетчерский пункт (ЦДП) — операторские пункты (ОП) основных корпусов — пункты управления на рабочих местах (рис. 12.5). Двухуровневая структура обычно применяется для фабрик, производственная мощность которых не превышает 3 млн. т в год.

Основу структурно-алгоритмической части АСУТП составляет комплекс взаимосвязанных алгоритмов и программ, реализующих функциональные задачи, возложенные на систему.

К основным функциональным задачам относят:

- автоматический контроль технологических параметров процесса;

- автоматизированный (автоматический) контроль содержаний металлов в продуктах обогащения;

- автоматический контроль состояния основного оборудования; централизованный сбор и первичную обработку информации, поступающей от датчиков параметров технологического процесса и состояния оборудования;

- автоматическое прямое цифровое регулирование технологических параметров;

- представление (на устройствах отображения) информации, необходимой оперативно-диспетчерскому персоналу для оценки и ведения технологического процесса;

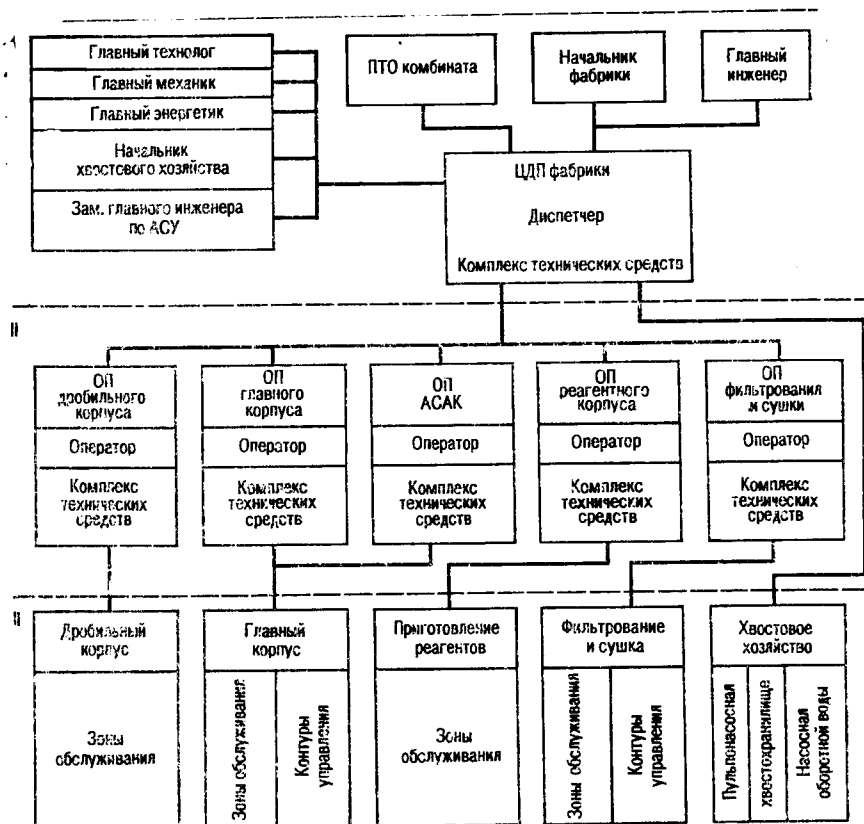


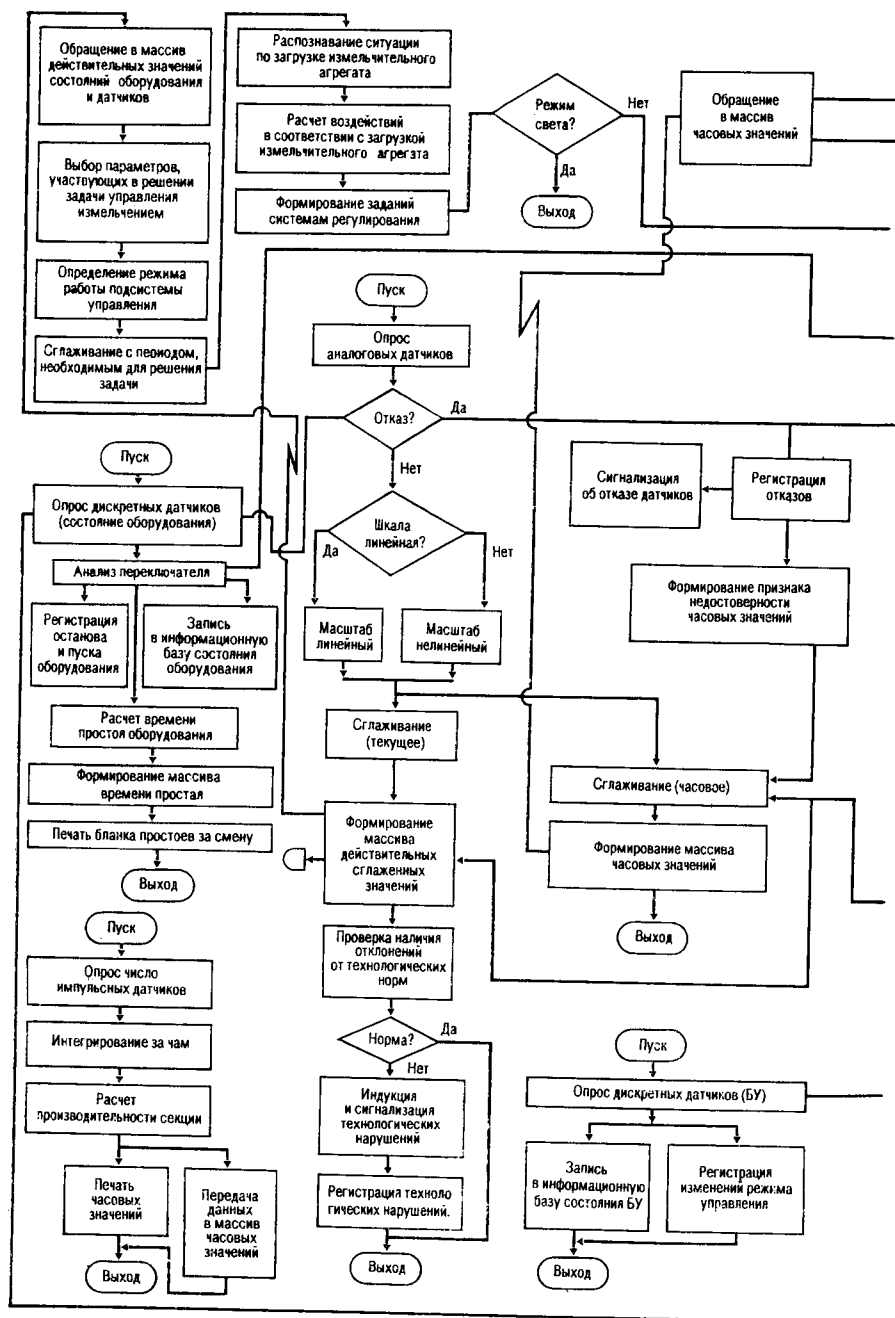
Рис. 12.5. Структурная схема управления обогатительной фабрикой:
ПТО — производственно-технический отдел

расчет технико-экономических показателей и формирование отчетной информации;

автоматизированное управление технологическими процессами в режиме «советов» и оптимизации.

Анализ основных задач, решаемых АСУТП, позволяет выделить пять функциональных подсистем, материальное обеспечение которых может в определенных пределах рассматриваться автономно: аналитического и централизованного контроля, расчета технологических показателей, непосредственного цифрового регулирования, управления технологическими процессами. Укрупненная функциональная блок-схема алгоритмов управления показана на рис. 12.6.

При разработке программно-алгоритмического обеспечения учитывают особенности АСУТП ОФ как систем, работающих в реальном времени. Комплекс алгоритмов (программ) должен обеспечивать возможность обработки информации, поступающей в центральную часть системы с различными временными интервалами.



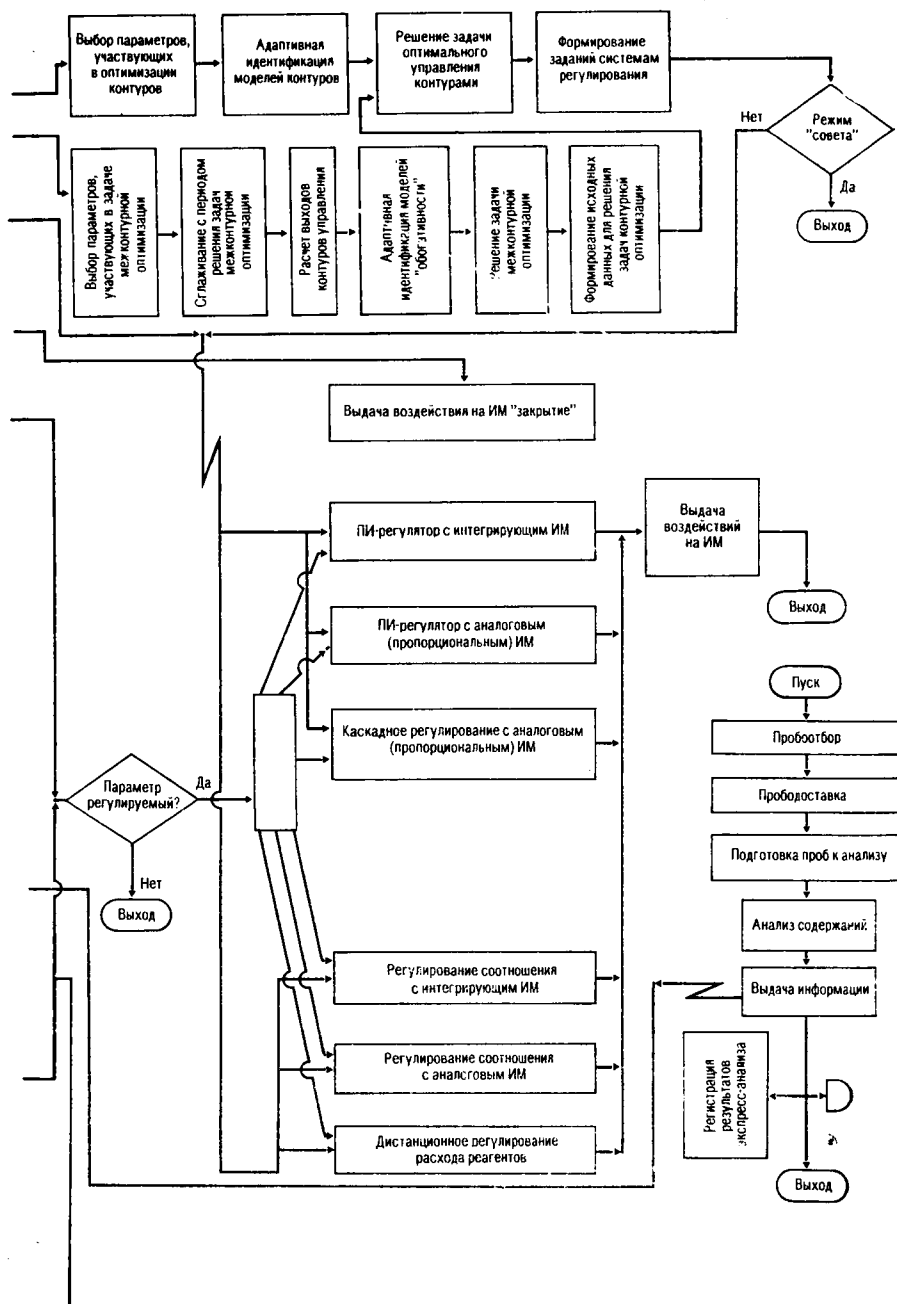


Рис. 12.6. Блок-схема алгоритмов управления

Материальную часть АСУТП составляют технические средства, которые в соответствии с исполняемыми функциями можно разделить на три группы:

средства получения исходной информации — датчики, первичные приборы технологического контроля, преобразователи измеряемого параметра в унифицированный сигнал, устройства ручного ввода информации в систему;

средства обработки информации — аппаратура, осуществляющая обработку информации в соответствии с алгоритмами функционирования АСУТП, представление информации в удобной форме оперативно-диспетчерскому персоналу, формирование необходимых документов;

средства управления технологическим процессом, устанавливаемые непосредственно на технологическом оборудовании — исполнительные механизмы и устройства.

Комплексы технических средств АСУТП ОФ, достаточно разнообразные по сложности и функциональной полноте, могут быть синтезированы в основном на базе серийно выпускаемой отечественной аппаратуры. Так, например, для нижнего уровня управления предусмотрена аппаратура контроля и регулирования ветвей Государственной системы приборов (ГСП), для среднего — специализированные комплексы (КТС ЛИУС, АСКР, АСАК, АКЭСР и др.), типовые и базовые вычислительные комплексы (СМ-1634; СМ-1800; СМ-1810; СМ-1300; СМ-50/50 и др.), для верхнего — технические средства ЕС ЭВМ и СМ ЭВМ.

В подсистему контроля вещественного состава руд и продуктов обогащения входят рентгеноспектральные анализаторы типа КРФ-13; КРФ-17; КРФ-18 в комплекте с базовыми управляющими вычислительными комплексами (УВК).

Выбор технических средств производится на основе требований, предъявляемых со стороны функционально-алгоритмической части АСУТП, с учетом особенностей компоновки технологического, сантехнического и другого оборудования.

Этот этап во многом определяет функциональную полноту системы и ее надежность, а также состав аппаратуры для обработки информации.

Классификация АСУТП. Основные признаки классификации:

- функциональный;
- технологический;
- организационный.

Функциональный признак определяет технический уровень и перспективу развития создаваемой АСУТП, а технологический и организационный по существу дополняют и уточняют основную характеристику АСУТП, данную функциональным признаком.

Классификация по функциональному признаку систем управления обогатительными производствами основана на функции собственной системы.

Расчленение функциональных подсистем при этом принято в последовательности, обеспечивающей при внедрении их переход

Классификация АСУТП по функциональному признаку

Класс АСУТП	Наименование	Основная функция	Структура организации	Математическое обеспечение	Основное техническое обеспечение
1	Локальные системы контроля и регулирования, объединенные системой централизованного контроля; системы контроля элементного состава руд и продуктов обогащения	Стабилизация технологических параметров, централизован-ный контроль и представление технологических параметров	Зоны обслуживания (пункты управления на рабочих местах), операторско-диспетчерский пункт, должностные инструкции	Типовые законы регулирования, логические схемы контроля и управления; алгоритмы экспресс-анализа	Датчики, регуляторы; исполнительные механизмы, средства индикации и регистрации параметров, средства централизованного контроля, средства анализа элементного состава руд и продуктов обогащения
2	Системы централизованного контроля и регулирования	То же, что в п. 1; централизованный сбор и первичная обработка информации в пункте управления	То же, что в п. 1 или система из операторских пунктов основных пределов и диспетчерский пункт фабрики	То же, что в п. 1 и алгоритмы централизованного контроля, алгоритмы управления процессом на основе логических схем	То же, что в п. 1 и информационная машина, оперативное диспетчерское оборудование (ОДО)
3	Системы централизованного контроля и оперативного управления	То же, что в п. 2; расчет ТЭП; представление информации на все иерархические уровни	То же, что в п. 2	То же, что в п. 2 и алгоритмы ЦЦУ для некоторых технологических параметров, алгоритмы расчета ТЭП	То же, что в п. 2 и УВМ и ОДО
4	Системы оптимального автоматизированного управления в режиме «советчик диспетчера»	То же, что в п. 3 и оптимизация технологических процессов	То же	То же, что в п. 3 и алгоритмы формирования оптимальных «советов» по ведению технологических процессов	То же, что в п. 3
5	Системы оптимального автоматизированного управления в режиме автоматической оптимизации и ЦЦУ	То же, что в п. 4	То же	То же, что в п. 4 и алгоритмы оптимизации ЦЦУ по переделам и фабрики в целом	То же, что в п. 3

Классификация по технологическому принципу

Технологический процесс	Кодовое обозначение	Технологический процесс	Кодовое обозначение
Дробление и грохочение:		Обогащение:	
крупное	1,0	гравитационное	4,0
крупное и среднее	1,1	магнитное	4,1
крупное, среднее и	1,2	электрическое	4,2
мелкое		флотационное	4,3
Обогащение в тяжелых	2,0	Обезвоживание кон-	
суспензиях		центра:	
Измельчение и классифи-		сгущение	5,0
кация:		фильтрование	5,1
I стадия	3,0	сушка	6,0
II стадия	3,1	Подготовка реагентов	6,0
доизмельчение	3,2		

от одной функциональной подсистемы к другой без значительных изменений составных частей АСУТП.

Классификация АСУТП ОФ по функциональному признаку (табл. 12.2) утверждена министерством Metallургии СССР и Минприбором СССР. Эта классификация может быть дополнена классом интегрированных АСУТП в составе АСУП комбината.

Кодирование системы в данном случае производится в соответствии с классом АСУТП с добавлением при необходимости индекса, характеризующего метод регулирования технологического процесса.

Классификация по технологическому принципу основана на специализации отдельных производств и участков фабрики в соответствии с общепринятыми принципами классификации процессов обогащения руд (табл. 12.3).

Классификация по организационному признаку базируется на структуре производственного процесса фабрики.

Организация структуры системы управления — множество звеньев управления, для которых определены отношения подчиненности в виде набора упорядоченных связей. При этом каждое звено управления характеризуется своим рангом (уровнем иерархии).

АСУТП ОФ предусматривают, как правило, трехуровневую иерархию структуры управления: диспетчер фабрики — операторы цехов — технологический процесс. Для каждого конкретного случая число ступеней управления и звеньев управления на каждой ступени будут зависеть от производственной мощности фабрики и сложности технологической схемы.

Код градации организационной структуры должен отражать указанные особенности производства; он может быть представлен трехзначным числом, первый знак которого — число уровней

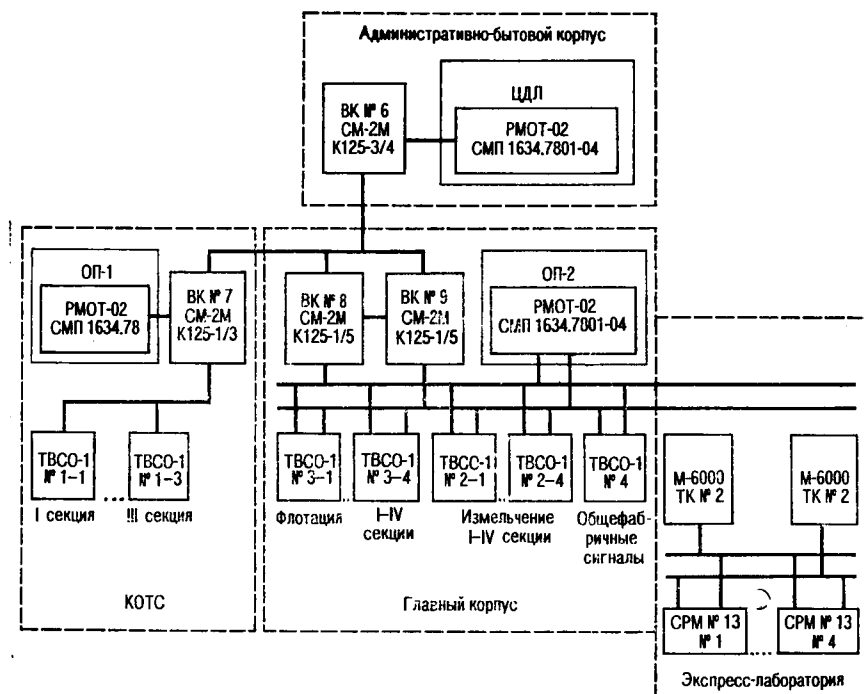


Рис. 12.7. Структурная схема средств вычислительной техники обогатительной фабрики № 2 НГМК:

БК — вычислительный комплекс; ТК — технологический комплекс; РМОТ — рабочее место оператора-технолога; ТВСО — терминал вычислительный с объектом управления

иерархии, второй — число операторских пунктов, третий — число контуров управления. Под контуром следует понимать совокупность технологических операций, для конструктивно-компоновочных решений которых целесообразен расчет баланса металлов.

Практическая реализация АСУТП ОФ. Структуру технических средств АСУТП рассмотрим на примере АСУТП Талнахской обогатительной фабрики Норильского ГМК (III очередь обогатительной фабрики № 2) (рис. 12.7).

Общее оперативное управление технологическими процессами на фабрике осуществляет директор фабрики. В его функции входит: контроль за выполнением сменных заданий, достижением технико-экономических показателей работы фабрики и за ходом выполнения плана всей фабрики;

контроль состояния основного технологического оборудования; ввод с рабочего места оператора-технолога (РМОТ) данных, необходимых для расчета технико-экономических показателей ТЭП, и исходных данных для расчета ограничений математических моделей оптимизации;

оперативная корректировка технологического режима (через операторов и сменных мастеров);

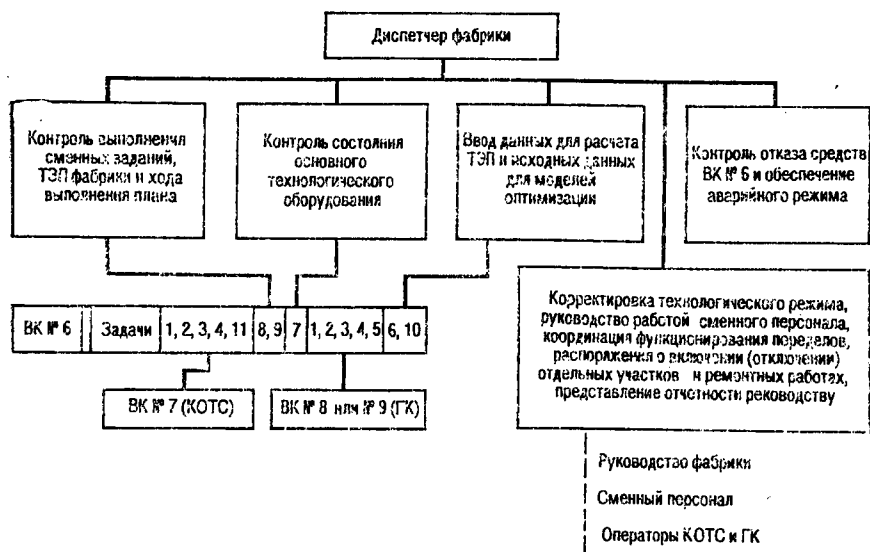


Рис. 12.8. Процедурная модель работы диспетчера фабрики

общее руководство работой сменного персонала и координация работы переделов фабрики;

Эффективная работа диспетчера зависит от решения на ВК № 6 (рис. 12.8) следующих задач:

1 — синхронизация работы ВК с комплексами операторского уровня (ВК № 7, ВК № 8, ВК № 9), определение работоспособности комплексов;

2 — прием данных об усредненных значениях основных технологических параметров и ТЭП работы корпуса обогащения в тяжелых средах (КОТС) и главного корпуса (ГК). Задача решается ежечасно по инициативе ВК № 7 и ВК № 8 (или ВК № 9) и заключается в приеме массива данных определенной структуры и формировании базы данных комплекса;

3 — прием данных для контроля работы производственных участков КОТС и ГК с ВК № 7 и ВК № 8 (или ВК № 9). Задача решается по инициативе диспетчера и заключается в приеме и отображении на пульте диспетчера периодически обновляемого кадра с текущими значениями параметров контролируемого участка производства;

4 — прием данных о состоянии основного технологического оборудования. Задача решается по инициативе операторских комплексов при изменении состояния оборудования в КОТС и ГК;

5 — прием данных с результатами экспресс анализа. Задача решается по инициативе ВК № 8 или ВК № 9 (по мере поступления результатов экспресс-анализа);

6 — прием от диспетчера данных, необходимых для расчета ТЭП фабрики. Задача решается по инициативе диспетчера и за-

ключается в корректировке исходных данных для расчета ТЭП фабрики;

7 — индикация данных о состоянии основного технологического оборудования. Задача решается после задачи 4. На дисплей выводятся данные о состоянии основного технологического оборудования в КОТС и ГК;

8 — индикация значений основных технологических параметров и ТЭП производственных участков, переделов, корпусов и всей фабрики в форме таблиц, графиков и фрагментов технологических схем (мнемосхем). Задача решается сначала по инициативе диспетчера, а затем по мере поступления данных. На основе данных, ежедневно передаваемых с операторских комплексов (при решении задач 2 и 4), формируются таблицы заданного вида, графики, показывающие тенденции изменения значений параметров во времени, фрагменты технологических схем, обновляемые по мере поступления новых данных с операторских комплексов;

9 — расчет ТЭП за 1 смену, 1 сут, № сут, № мес. и вывод на печать стандартных рапортов о показателях работы фабрики;

10 — прием от диспетчера исходных данных для расчета ограничений математических моделей в задачах оптимизации и вывод ограничений в соответствующие операторские комплексы ВК № 7 или ВК № 8 (ВК № 9). Задача решается по инициативе диспетчера;

11 — вывод в ВК № 7 данных экспресс-анализа для расчета ТЭП КОТСа. Задача решается ежедневно.

Диспетчер работает в соответствии с процедурной моделью.

К персоналу среднего уровня управления относятся операторы-технологи КОТС (ОП-1) и ГК (ОП-2). Оператор-технолог КОТС обеспечивает выполнение сменных заданий КОТС, ритмичность работы оборудования и согласованность работы технологических контуров КОТС. В его функции входят:

оперативный контроль состояния технологических процессов, основного оборудования и средств автоматизации КОТС;

контроль значений ТЭП работы КОТС;

анализ состояния технологического процесса КОТС;

ввод причин простоев основного технологического оборудования и данных, необходимых для расчета ТЭП (включая коррекцию недостоверной информации);

непосредственное управление технологическим процессом КОТС;

контроль состояния технологических процессов, основного оборудования и дистанционное управление по приборам аппаратной ОП-1 и пультам терминалов вычислительной связи с объектом (ТВСО) (резервная функция при аварии средств вычислительной техники);

оперативное руководство технологическим персоналом КОТС ремонтным персоналом (через руководство соответствующих служб);

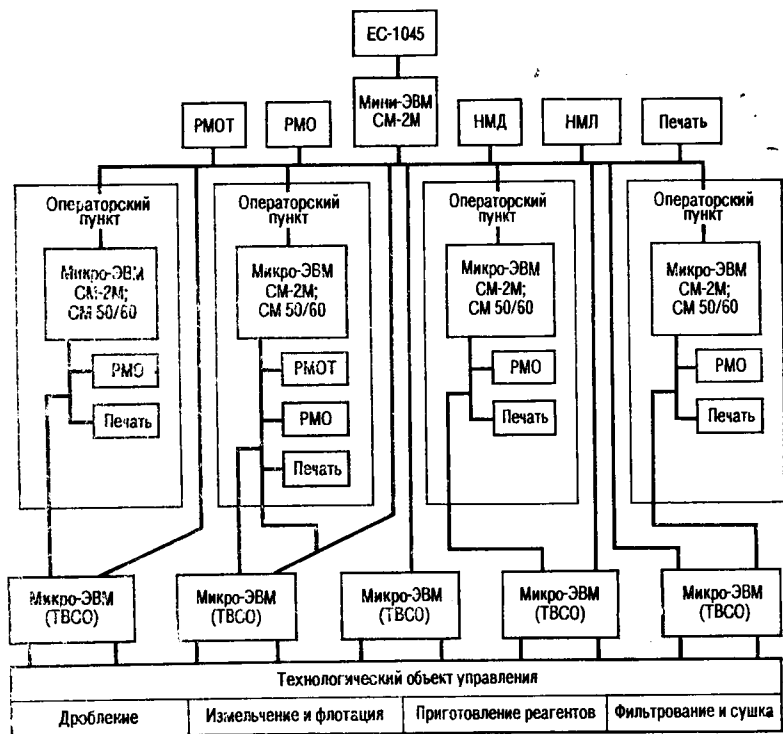


Рис. 12.9. Типизированная структура технических средств:

РМО — рабочее место оператора; НМД — накопитель на магнитных дисках; НМЛ — накопитель на магнитных лентах

контроль отказа средств ВК № 7 и обеспечение управления в аварийном режиме.

В настоящее время проводятся работы по проектированию и созданию типовых структур АСУТП ОФ.

Из анализа возможных вариантов структур технических средств типизированной АСУТП обогатительной фабрики (АСВТ и СМ2М; КТС ЛИУС-2 и СМ2М; СМ-1800 и СМ-4; КРТП, «Электроника-60» и СМ-4; ТВСО-1 и СМ-2М) следует предпочтительность варианта с использованием терминала вычислительной связи с объектом (ТВСО-1) и СМ2М. Она обусловлена широкой номенклатурой устройств связи с объектом (УСО), свободной компоновкой модулей УСО в типовых конструкциях с гальванической развязкой, высокой скоростью обмена информации, развитой операционной системой и возможностью применения программного обеспечения на базе ранее используемой М-6000. Такая структура технических средств показана на рис. 12.9.

ГЛАВА 13. ОРГАНИЗАЦИЯ ВОДООБОРОТА И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

§ 13.1. ОРГАНИЗАЦИЯ ВОДООБОРОТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

Схема оборотного водоснабжения — часть интегральной количественной схемы обогатительной фабрики с полным балансом всех материальных потоков.

Реальная схема оборотного водоснабжения составляется отдельно для каждого объекта. При этом необходимо учитывать специфические особенности руды и выбранных флотационных реагентов, а также характеристику применяемой на фабрике воды (жесткость, pH). Окончательное решение следует принимать после продолжительных испытаний; используемые в обороте сточные воды не должны содержать веществ, ухудшающих технологические показатели процесса. Если окажется, что сточные воды не могут быть использованы без очистки, необходимо установить, от каких веществ и какая глубина очистки требуется.

В СССР оборотные воды используют на ряде обогатительных фабрик, перерабатывающих медные, медно-цинковые, медно-свинцовые, медно-никелевые, медно-молибденовые, свинцово-цинковые, железные и другие руды.

На обогатительной фабрике, перерабатывающей медно-цинково-пиритные сульфидные руды по схеме коллективно-селективной флотации, хвостовую пульпу направляют в хвостохранилище. После отстаивания осветленную воду перекачивают насосами для использования ее в технологическом процессе. На Кировоградской обогатительной фабрике объем оборотного водоснабжения составляет 98,6 % всей воды, поступающей в хвостохранилище в виде пульпы. На Джезказганской обогатительной фабрике также применяют практически полный оборот воды. На Ждановской обогатительной фабрике оборотную воду используют в промышленном масштабе во всех флотационных циклах. Свежую воду подают лишь в желоба слива черного концентрата перед поступлением в его перечистку. Испытания на опытной фабрике Тырнаузского комбината показали возможность использования оборотных вод без ухудшения технологических показателей при обогащении вольфрамо-молибденовой руды.

При переработке свинцово-цинковой руды сточные воды, полученные после сгущения коллективного концентрата, возвращают непосредственно в начало процесса. Туда же поступает осветленная вода из хвостохранилища.

При флотационном обогащении свинцово-цинково-баритовой руды схема оборотного водоснабжения усложняется. Слив, выделенный при сгущении коллективного концентрата, возвращается в цикл коллективной флотации. Хвосты баритовой флотации направляют в хвостохранилище, осветленная вода из хвостохранилища не может быть полностью использована в цикле

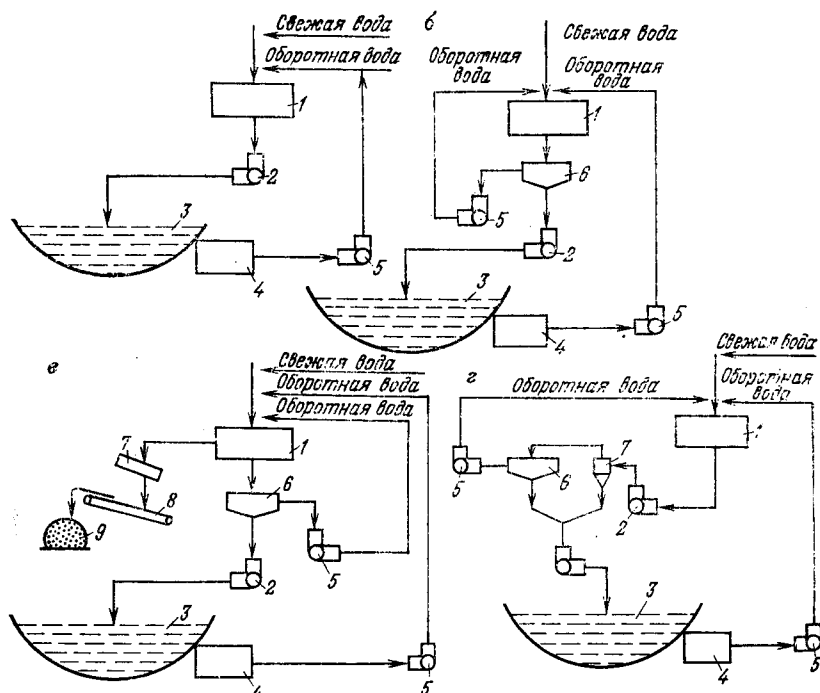


Рис. 13.1. Схемы водооборота:

а — простейшая; б — с подачей в хвостохранилище сгущенной части пульпы; в — с классификацией хвостов; г — с предварительной классификацией в гидроциклонах; 1 — обогащательная фабрика; 2 — грунтовый насос; 3 — хвостохранилище; 4 — водоподготовка; 5 — насосы для оборотной воды; 6 — сгуститель; 7 — обезвоживающая установка; 8 — ленточный конвейер; 9 — склад сухого материала

баритовой флотации и избыток ее направляют в начало процесса. При коллективной флотации в циклах селекции следует пользоваться свежей водой или применять оборот с добавлением свежей воды. При переработке золотосодержащей руды цианированием по полному иловому процессу золотосодержащие растворы поступают на осадительную установку, а обеззолоченные — в циклы измельчения, классификации и фильтрования. Часть растворов выводят из оборотной системы для того, чтобы избежать их «усталости». При переработке руды по комбинированной схеме (флотация и цианирование) образуются два потока сточных вод: репульпированный кек и хвосты флотации. Слив хвостохранилища может быть использован для гидротранспорта хвостов цианирования (взамен свежей воды).

При переработке монометаллической руды схема оборотного водоснабжения относительно проста — все осветленные воды из хвостохранилища и от обезвоживания концентрата возвращаются в процесс обогащения. Некоторые трудности возникают в том случае, когда в перечистных операциях применяют депресоры, присутствие которых в цикле основной флотации может сни-

зять извлечение металлов. В этом случае оборотную воду из хвостохранилища целесообразно направлять в основную и контрольную флотации, а в перерешивных операциях использовать свежую воду или оборотную воду из соответствующего цикла перерешивки. При этом оборотные воды перерешивных операций не должны смешиваться с хвостовыми водами.

Таким образом, система водоснабжения обогатительных фабрик включает в себя ряд замкнутых циклов оборотного водоснабжения отдельных цехов с возвратом всех или части очищенных или отработанных вод через общий пруд хвостохранилища или иные очистные сооружения (рис. 13.1).

Наибольшее распространение получила простейшая схема (см. рис. 13.1, а).

На рис. 13.1, б показана схема, по которой в хвостохранилище поступает не вся пульпа обогатительной фабрики, а только сгущенная ее часть. Осветленную в сгустителе воду подают в систему оборотного водоснабжения насосами.

Схема, показанная на рис. 13.1, в, предусматривает классификацию хвостов I стадии магнитной сепарации в спиральных классификаторах с последующей подачей их на обезвоживающую установку, а затем ленточным конвейером — на склад сухих хвостов.

На рис. 13.1, г показана схема, предусматривающая предварительную классификацию хвостов в гидроциклоне. Слив гидроциклона подают на сгущение, а слив сгустителя используют в качестве оборотной воды.

Показателем оценки схем оборотного водоснабжения является степень оборота P (%)

$$P = 100q_{об}/(q_{об} + q_{св}),$$

где $q_{об}$ и $q_{св}$ — расход соответственно оборотной и свежей воды.

Широкое распространение систем оборотного водоснабжения с многократным использованием воды и постепенным переходом на замкнутые системы водоснабжения, полностью исключающие сброс сточных вод в естественные водоемы — одна из эффективных мер защиты природных водоемов от загрязнений и рационального использования источников водоснабжения.

§ 13.2. ОЧИСТКА СТОЧНЫХ И КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ ОБОРОТНЫХ ВОД

Характеристика сточных вод зависит от состава перерабатываемой руды и применяемой технологии обогащения. Сточные воды обогатительных фабрик содержат в виде грубодисперсных примесей частицы различных минералов, применяющиеся реагенты и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Осаждение грубодисперсных примесей при отстаивании хвостовой пульпы зависит от их дисперсности рН среды, состава жидкой

фазы. В сильнощелочной известковой среде все грубодисперсные примеси в течение короткого времени оседают в хвостохранилище, в нейтральной среде пульпа полностью не осветляется даже при длительном отстаивании. Для ускорения осветления хвостовой пульпы и увеличения полноты осаждения грубодисперсных примесей применяют неорганические и органические флокулянты — известь, железный купорос, сернокислый алюминий, ПАА и другие вещества, способствующие флокуляции частиц и хлопьевидных осадков.

Осветленные в хвостохранилище сточные воды не могут сбрасываться в открытые водоемы без предварительной очистки. Для очистки сточных вод применяют механические, биологические, физико-химические методы.

Различают методы очистки регенеративные, когда в процессе очистки извлекают ценные вещества и деструктивные, когда в процессе очистки образуются или удаляются безвредные соединения.

Механическая очистка предназначена для удаления из сточных вод нерастворенных минеральных и органических загрязняющих веществ и осуществляется в радиальных сгустителях или хвостовых прудах. На очистных станциях для механической очистки сточных вод применяют напорные гидроциклоны.

Биологическую очистку сточных вод применяют после механической для удаления растворенных органических примесей и мельчайших взвешенных частиц. Биологическое окисление производится в естественных или искусственно созданных условиях. В первом случае для этого используют биологические пруды, во втором — специальную аппаратуру: аэротенки, биофильтры. При очистке промышленных сточных вод роль биологических прудов выполняют хвостохранилища, в которых достигается некоторая очистка от растворенных примесей в результате окисления кислородом воздуха.

Аэротенки — резервуары, в которых смесь очищаемой сточной воды и активного ила, перемешиваясь, насыщается воздухом.

Биологические фильтры — грубозернистый материал, покрытый биологической пленкой, образованной колониями микроорганизмов. Биофильтры бывают с объемной (гравий, шлак, щебень, керамзит и пр.) и плоской (пластмассы, асбоцемент, керамика, металлы, ткани) загрузкой.

К химическим и физико-химическим методам очистки сточных вод прибегают, если перечисленные выше методы малоэффективны.

Химический способ очистки сточных вод заключается во введении в воду реагентов для образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок и нейтрализацию вредного действия примесей.

Для очистки сточных вод на обогатительных фабриках получили широкое распространение реагентные методы очистки, связанные с применением гашеной извести, известняка, хлорной извести, гипохлорита натрия, хлора, железного купороса и других химических веществ.

К физико-химическим методам очистки сточных вод относят сорбцию, экстракцию, коагуляцию, флотацию, электролиз, ионный обмен, кристаллизацию, дезактивацию, обессоливание.

Процесс сорбции заключается в том, что загрязнения сточных вод или поглощаются частицами твердого вещества (адсорбция), или осаждаются на поверхности этих веществ (адсорбция), или вступают с ними в химическую реакцию (хемосорбция). При очистке сорбцией сточные воды пропускают через фильтр, состоящий из сорбента: активированного угля, коксовой мелочи, состоящий из сорбента: активированного угля, коксовой мелочи, торфа, каолина и т. д. Насыщенный сорбент отделяют от жидкости отстаиванием или фильтрацией. Для восстановления адсорбента на него воздействуют химическими растворителями, паром или подвергают термообработке.

Экстракцию применяют для удаления нежелательных составных частей или для выделения в концентрированном виде ценной составной части раствора. Сущность метода заключается в том, что извлечение из растворов веществ осуществляется при помощи другого растворителя (экстрагента).

При электрохимическом методе очистки сточных вод происходит либо разрушение вредных веществ путем окисления на аноде, либо извлечение металлов из сточных вод путем отложения их на электродах.

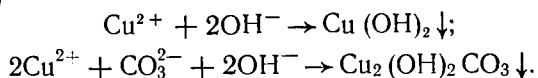
Флотационный метод (процесс) очистки основан на всплывании в сточной воде пузырьков воздуха с дисперсными частицами, загрязняющими сточную воду.

Ионный обмен — перспективный метод очистки сточных вод происходит либо разрушение вредных веществ путем окисления на аноде, либо извлечение металлов из сточных вод путем отложения их на электродах.

Флотационный обмен — перспективный метод очистки сточных вод и извлечение металлов из них. Сущность ионного обмена заключается в способности ионитов извлекать из раствора положительные или отрицательные ионы металлов в обмен на эквивалентное количество других ионов того же знака.

Наиболее токсичными флотореагентами, загрязняющими сточные воды, являются цианиды, медный и цинковый купорос, которые часто применяются в комбинации друг с другом, образуя в пульпе цианиды меди и цинка. Токсичными являются фенолы, ксантогенаты, а также ионы тяжелых металлов.

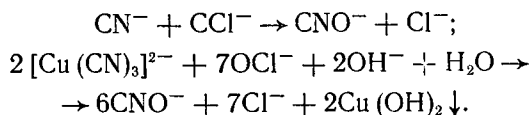
Для комплексной очистки сточных вод от фенолов, ксантогенатов, дитиофосфатов, а также от цианидов используют окислительные методы. Одновременно реагенты-окислители осаждают ионы тяжелых металлов в виде труднорастворимых соединений, обеспечивая их остаточную концентрацию в пределах допустимых норм. Осаждение меди, никеля и свинца в виде гидроксидов происходит при pH 8—10



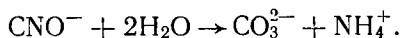
При обесфеноливании сточных вод с помощью окислителей фенол или крезол переходят в нетоксичные соединения, например, карбоновые кислоты.

При окислении ксантогенатов и дитиофосфатов сера, входящая в состав собирателей, полностью окисляется до сульфатов уже через 5 мин.

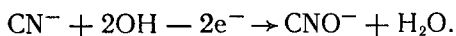
Обработка хлорной известью, гипохлоритом или жидким хлором сточных вод, содержащих простые цианиды (KCN , NaCN) и комплексные цианиды типа $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ и $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$, приводит к окислению по реакциям:



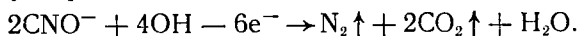
Образующиеся во всех случаях цианат-ионы CNO^- постепенно гидролизуются в воде с образованием ионов карбоната и аммония



При электролизе циансодержащих растворов происходит анодное окисление циан-иона



Образующиеся цианаты окисляются до элементарного азота и диоксида углерода



Электрохимический метод эффективен для очистки сливов сгустителей медных и медно-свинцовых концентратов с повышенной концентрацией цианидов и ионов меди.

Все перечисленные методы очистки не позволяют снизить концентрацию загрязняющих веществ до существующих санитарных норм, поэтому радикальным решением проблемы сточных вод является их повторное использование в технологическом процессе.

§ 13.3. СКЛАДИРОВАНИЕ ОТХОДОВ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Совершенствование технологии добычи и переработки полезных ископаемых должно включать природоохранные мероприятия, предусматривающие защиту воздушного и водного бассейнов от загрязнения промышленными отходами, а также рекультивацию земель, отчужденных в процессе горных работ.

Комплекс сооружений и оборудования, предназначенных для транспортирования, укладки хвостов и обратного водоснабжения обогатительной фабрики, называется хвостовым хозяйством.

Рациональное размещение сооружений хвостового хозяйства предусматривает соответствующую защиту окружающей среды, наименьшую стоимость строительства, удобство эксплуатации.

При выборе площадки под хвостохранилище изучаются материалы топографических, инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий, площадка должна быть достаточной для размещения хвостов на длительное время эксплуатации обогатительной фабрики, расстояние между границами застроенных территорий и хвостохранилищем необходимо согласовать с организациями, ведающими отчуждением земель и занимать следует площади, наименее пригодные для культурной обработки земли. Для устройства хвостохранилища наиболее выгодной формой рельефа местности являются естественные впадины или долины, позволяющие при небольшой длине ограждающей дамбы получить необходимый по объему и поверхности хвостовой пруд.

Хвостовые хозяйства различают по характеру материала, способу транспортирования, по форме штабеля.

При напорном способе транспортирования хвосты насосом подают по трубам (деревянными, клепочными, стальными, чугунными, фанерными или асбестоцементными) в отвал; для самотечного способа необходимы соответствующие топографические условия.

Укладку мокрых хвостов производят в естественных или искусственных водоемах. Искусственные хвостохранилища сооружают, ограждая земную поверхность дамбами, перегораживая балки, овраги, долины. Нарращивание дамбы часто производится из самих хвостов. Принято считать, что намыв дамбы из хвостов возможен в том случае, если они содержат не более 60 % класса $-0,074$ мм.

В зависимости от рельефа местности хвостохранилища подразделяют на равнинные, пойменные, косогорные, овражные и речные. На сильнопересеченной местности устраивают пойменнокосогорные хвостохранилища.

Известны три способа заполнения хвостохранилищ: от плотины к берегам, от берегов к плотине и комбинированный.

Заполнение «от плотины к берегам» дает возможность устраивать плотину намывом из хвостов и максимально использовать вместимость пруда. Система «от берегов к плотине» применяется довольно редко. Различают также веерное и периферическое заполнение хвостохранилищ. При веерном заполнении трубопровод далеко вводится в пространство отвала. Чаще применяют периферическое заполнение отвалов, когда пульпа выпускается внутрь из хвостопроводов, уложенных на дамбы.

Осветленные воды удаляют от отвала через особые колодцы внутри пруда, через водосливы, водоспуски, а также откачкой насосами.

Предельно допустимые концентрации ядовитых веществ в осветленных сточных водах установлены Правилами спуска сточных вод в открытые водоемы. Устройство хвостохранилищ и складирование отходов обогатительных фабрик необходимо планировать с учетом санитарных требований в отношении создания

условий минимальных пылеобразований и загрязнений воздушного бассейна, грунтовых вод и водоемов в районах расположения населенных пунктов и промышленных предприятий.

ГЛАВА 14. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА

§ 14.1. ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВОМ

Организация деятельности любого предприятия строится в соответствии с особенностями производственного процесса. Процесс обогащения занимает особое место в производстве металлов; являясь промежуточным переделом он должен обеспечить полноту использования добываемых руд, качество получаемых концентратов и других продуктов для получения высоких технико-экономических показателей и обеспечения эффективности металлургического производства.

На организацию производства оказывает большое влияние ряд особенностей производственных процессов обогащения: мелкоступенчатость производственного процесса, многообразие технологий производства, непрерывность, обеспечение прямооточности, сложная сеть транспортирования продуктов, большая материалоемкость и т. д.

Все эти особенности производства должны быть учтены на стадии проведения исследований при разработке технологии обогащения и проектирования обогатительных фабрик.

Производственный процесс обогащения состоит из следующих стадий: усреднение руды, дробление, грохочение, измельчение, классификация, флотация, сгущение, фильтрование, сушка.

По принципу протекания производственного процесса строят производственную структуру обогатительной фабрики.

В зависимости от производственной мощности и структуры управления фабрика может выступать либо на правах самостоятельного предприятия, либо на правах цеха ГОКа.

По характеру участия в переработке полезного ископаемого стадии производственного процесса делят на основные и вспомогательные, аналогично этому делят на основные и вспомогательные цехи и отделения фабрики.

Производственная структура фабрики должна удовлетворять следующим основным принципам: цехи и участки должны быть хорошо управляемыми; затраты на управление и производство продукции должны быть минимальными; планирование производства и учет должны обеспечить оценку результатов деятельности каждого участка и цеха, т. е. отвечать требованиям организации хозрасчета и арендных отношений, должна быть обеспечена возможность контроля и анализа результатов работы каждого участка и цеха. В наибольшей степени этим принципам отвечает

построение цехов (отделений) по стадиям производственного процесса.

При этом можно четко спланировать технико-экономические показатели каждому производственному участку, организовать оперативный учет и контроль за его деятельностью, ввести хозрасчет и экономическое стимулирование и тем самым повысить эффективность работы каждого отделения (цеха).

К основным цехам и отделениям обогатительной фабрики относят отделение или цех усреднения руды, цеха крупного, мелкого и среднего дробления, цех (отделение) измельчения, цеха (отделения) обогащения, обезвоживания, склады готовой продукции, цех удаления и складирования хвостов, шламовые отстойники.

К вспомогательным цехам (отделениям) относят реагентное отделение, службы водо-, электроснабжения, ремонтный цех, котельную, отдел технического контроля, научно-исследовательскую и химическую лаборатории, складское хозяйство, административно-хозяйственную службу.

Ведущее звено в технологической цепи, определяющее производственную мощность обогатительной фабрики, — цеха (отделения) измельчения и собственно обогащения (флотации). Их производительность определяет темпы и пропорции производительности других отделений (цехов) фабрики.

Производственная мощность обогатительной фабрики по сырью P_c характеризует максимальную производственную возможность на данный момент с учетом достигнутого уровня развития техники, технологии и организации производства

$$P_c = N (T_k - T_p) H_{\text{тех}},$$

где N — число одинарного оборудования; T_k — календарное время; T_p — время планируемых перерывов на проведение капитальных и планово-предупредительных ремонтов, а также технологических остановок; $H_{\text{тех}}$ — техническая норма производительности единицы оборудования в единицу времени по сырью (т/ч, т/смену, т/сут).

Производственная мощность по концентрату P_k показывает возможность использования сырья в зависимости от его качества при применении наиболее совершенной технологии и рациональной организации производства

$$P_k = N (T_k - T_p) H_{\text{тех}} (100\alpha\epsilon/\beta),$$

где α — содержание металла в исходном сырье, %; ϵ — извлечение металла в одноименный концентрат, %; β — содержание металла в концентрате, %.

Технологический процесс обогащения осуществляется путем непрерывной поэтапной переработки, поэтому мощности последовательных переделов должны быть согласованы между собой и с ведущим отделением. Для этого рассчитывают производственные мощности основных переделов и участков и составляют их структуру, которую анализируют с целью выявления «узких мест».

Расчет производственной программы проверяется составлением баланса полезных компонентов, который дополняется стоимостным балансом. Составление последнего особенно важно в условиях комплексного использования сырья, так как он позволяет установить полноту использования полезных компонентов и определить коэффициент комплексного использования сырья.

Непрерывный характер процесса обогащения обуславливает и непрерывный режим работы обогатительной фабрики.

Все обогатительные фабрики работают 365 дней в году за исключением дней, связанных с проведением ремонтных работ, что определено правилами внутреннего распорядка.

В современных условиях эффективно организовать управление производством на обогатительных фабриках возможно только с учетом тесной взаимосвязи с работой других подразделений горно-обогатительного комбината.

Для горно-обогатительных комплексов характерны следующие особенности, которые влияют на процесс управления: перемещение объектов управления во времени и пространстве, высокая концентрация производства, сложность и неустойчивость многих технологических процессов, зависящих от различных горно-геологических условий, значительные энерго-и фондоемкость. При большом числе внутренних и внешних связей организация управления таким сложным производством возможна на основе применения вычислительной техники и экономико-математических методов. При этом значительно повышается степень оптимизации различных решений и снижается трудоемкость их разработки при решении задач прогнозирования, регулирования, планирования, учета и контроля.

Следовательно, эффективное управление производством возможно путем создания и внедрения АСУП, что позволит обеспечить достижение максимальных технико-экономических показателей обогащения.

В силу того, что обогатительные комплексы тесно взаимосвязаны с технологическими комплексами добычи руды и для получения заданных массы и качества концентрата необходимо решить задачу формирования качественного состава руды, АСУП обогатительной фабрики должна быть в единой системе АСУП ГОКа в виде функциональных и экономико-организационных подсистем.

Функциональные подсистемы включают в себя планирование и подготовку производства, где рассчитывается план производства с учетом гранулометрического состава и качества исходного сырья (руды), а также объемы переработки руды. Завершающий этап планирования производства — план выпуска концентрата по обогатительной фабрике. При решении задачи учитывается график планово-предупредительных ремонтов обогатительного оборудования.

Результаты решения задачи — машинограммы по переработке руды и выпуску концентрата с расчетом всех показателей обогащения по секциям, участкам, сменам с нарастающим итогом с начала месяца.

Подсистема «Оперативное управление производством» включает выполнение следующих функций:

оперативное недельно-суточное и сменно-суточное планирование работ основных технологических переделов, в том числе обогатительной фабрики, где решается задача «Расчет недельно-суточного графика работы обогатительной фабрики», который сводится к определению переработки массы руды, обеспечивающей производство планируемого объема концентрата с учетом графика ППР оборудования остатка руды в бункерах дробильного и главного корпусов фабрики; массы руды, поставляемой с горного цеха, плановых показателей по выпуску концентрата нарастающим итогом работы с начала месяца. Составление недельно-суточных графиков позволяет выдержать принцип непрерывности и последовательности планирования с учетом возможности каждого цеха и скоординировать работу всех цехов;

«оперативно-диспетчерское планирование», главной функцией которого является получение исходных данных для управления производством путем перераспределения сменных заданий по отдельным агрегатам и участкам;

«оперативно-диспетчерский контроль и управление основным производством».

Задачи этой группы подсистемы являются второй ступенью управления основными производствами, т. е. горным цехом и обогатительной фабрикой и характеризуются большим объемом и автоматизированным сбором информации за каждый час. Здесь решаются следующие задачи:

«оперативно-диспетчерский контроль технологического процесса обогащения» — предназначен для оперативного контроля технологических показателей процесса обогащения по данным экспресс-анализа и автоматически по счетчикам о переработке руды, а также для обработки дополнительной информации об отклонении от плана производства концентрата;

оперативный анализ работы обогатительной фабрики по производственной ситуации — предназначен для оперативного выявления причин, вызывающих нарушение технологии обогащения, и выдачи рекомендации по устранению их причин;

оценка работы обогатительной фабрики — предназначена для оперативного управления работой обогатительной фабрики и объективной оценки потока информации, характеризующей работу и состояние оборудования, а также оценки работы отдельных смен.

Подсистема «Управление ремонтным обслуживанием» охватывает комплекс задач планирования, организации, учета и анализа ремонтного обслуживания оборудования технологических цехов.

Процесс реализации системы управления в АСУП включает сбор исходных данных, их передачу по каналам связи, первичную обработку для ввода в ЭВМ данных и решение задачи, вывод данных решения.

Экономико-организационные подсистемы создаются по цехам, отделам, фабрике, производственным участкам.

Начальник цеха или мастер участка получает информацию от ЭВМ, которая содержит в своей памяти сведения о ходе производственного процесса в цехе или на участке и выдает руководителям запрашиваемые данные о выполнении программы, наличии ресурсов, простоя и т. п.

Первоочередная задача создания систем управления технологическими и организационно-экономическими процессами — внедрение подсистемы оперативно-диспетчерского управления, которая должна руководствоваться в своей деятельности сменно-суточной работой и недельно-суточными планами-графиками.

Ее организационная и функциональная структура, как правило, состоит из четырех уровней — главный диспетчер фабрики, диспетчеры общезаводского назначения (энерго-, водоснабжение, ремонтное хозяйство и др.), диспетчеры основных производственно-технологических подразделений (дробильный, обогащительный комплексы и т. д.), операторы отдельных процессов. Все управление условно может быть разбито на два уровня: нижний — управление технологическими процессами, верхний — управление общезаводскими задачами.

Основные функции управления на нижнем уровне осуществляют операторы, главными задачами которых являются контроль качества сырья, промпродуктов и концентратов, контроль основных технологических параметров процесса и состояние технического уровня технологического оборудования, дистанционное управление поточно-транспортными системами и организация работ по аварийным ситуациям.

В своей работе операторы должны стремиться к достижению необходимой производительности при заданном качестве готового продукта.

Решение общезаводских задач оперативного управления и организации возлагается на главного диспетчера, функции которого сводятся к контролю качественных показателей подразделений фабрики, состояние основного технологического оборудования и руководству работами по устранению аварийных ситуаций, ведению необходимой отчетности по основным производственным и экономическим показателям, осуществлению связи с поставщиками руды и потребителями готовой продукции, ведению необходимого анализа и отчетности по разделению затрат труда между подразделениями фабрики. Критерием управления может быть минимизация затрат на производство продукции заданного качества в заданном количестве.

Управление технологическими процессами предусматривает переработку собранной информации в соответствии с заключенными в систему алгоритмами управления и выдачу управляющих и корректирующих воздействий.

Задачи управления могут иметь следующие назначения и алгоритмические структуры:

алгоритмы управления загрузкой дробилок крупного дробления;

алгоритм управления загрузкой дробилок среднего и мелкого дробления;

алгоритм управления циклом измельчения изменением питания головной мельницы и плотности слива классификатора;

алгоритм взаимосвязанного управления стадиями в зависимости от общего критерия управления секциями;

алгоритм расчета оптимального прогнозирования состава поступающего на переработку сырья с целью оптимизации результатов управления;

периодическая коррекция статистической модели объекта по мере ее изменения;

выполнение многовариантных расчетов показателей обогащения для разных сортов поступающих в переработку руд и стабилизации их минерального состава;

алгоритм пополнения статистических данных.

Опыт внедрения автоматизированных систем показал экономическую целесообразность функционального, технического и особенно информационного объединения «изолированных» АСУ в комплексную интегрированную систему.

Горно-обогатительный комбинат представляет собой управляемую сложную динамическую систему, состоящую из множества единиц предприятия, цеха, отделения, участки, секции и т. д.

На современном этапе управление такой системой без средств современной вычислительной техники затруднено, что связано с непрерывными качественными и количественными изменениями производства и увеличивающимся многообразием различных решений. Но создание АСУП не является простой автоматизацией действующей системы организации и управления. Задача заключается в том, что разработав систему управления применительно к АСУП, необходимо перестроить структуру органов управления, усилить права и обязанности подразделений и должностных лиц, документооборот, планирование, учет и контроль.

Как показывает опыт, эффективность внедрения АСУП на фабрике выражается в повышении организационно-технического и экономического уровня производства, повышении качества концентратов, извлечения ценных компонентов, росте производительности труда, лучшем использовании основных фондов и оборотных средств.

§ 14.2. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА

Производственная деятельность фабрики организуется управленческим аппаратом, во главе которого стоят директор (начальник) фабрики и главный инженер (главный технолог). На рис. 14.1 приведена структура подразделений обогатительной фабрики. Отдел технического контроля (ОТК) структурно не входит в состав обогатительной фабрики и подчиняется управлению комбината.

В соответствии с типовыми правилами и законами о труде администрация фабрики (по согласованию с профсоюзным коми-

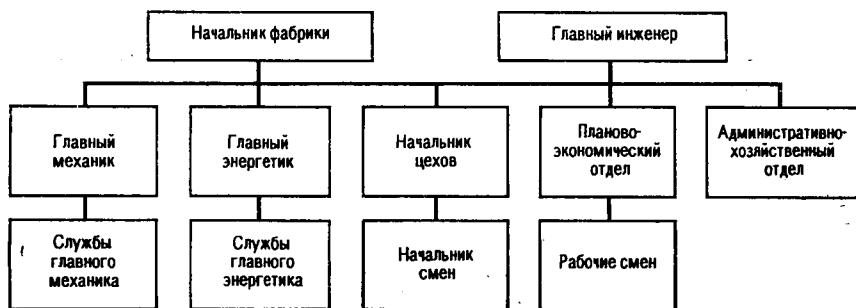


Рис. 14.1. Структурные подразделения обогатительной фабрики

тетом) устанавливает правила внутреннего трудового распорядка применительно к местным условиям.

В правилах внутреннего трудового распорядка предприятия указаны: порядок приема на работу и увольнения; обязанности рабочих, служащих и администрации и др.

Обязанности, которые выполняет каждый работник, определяются тарифно-квалификационными справочниками работ и профессий, а также соответствующими инструкциями и положениями.

В правилах внутреннего распорядка указывают время начала и окончания работы и перерыв для отдыха и питания. График выходов составляют таким образом, чтобы соблюдалась нормальная продолжительность рабочего времени, т. е. не более 41 ч в неделю при нормальных условиях труда и не более 36 ч при вредных.

В основном обогатительные фабрики работают круглосуточно, поэтому график работы технологического персонала непрерывный, предусматривающий переход из одной смены в другую. Наиболее распространен четырехсменный график: через каждые четыре восьмичасовые смены бригада отдыхает 2 сут, а затем выходит на работу в другое время суток. За работу в ночное время (с 22 до 6 ч) производится доплата к тарифному фонду заработной платы.

Работа цехов дробления организуется в соответствии с режимом подачи руды на фабрику, производительностью цеха и другими особенностями. В последнее время отмечается тенденция проводить крупное дробление непосредственно на месте добычи руды (в карьере или на шахте).

Основные условия, обеспечивающие нормальную ритмичную работу обогатительной фабрики, — бесперебойная подача руды с плановым содержанием металлов, соблюдение технологического режима и безаварийная работа оборудования. Последнее достигается соответствующим обслуживанием агрегатов, постоянным соблюдением планово-предупредительных ремонтов (ППР). Для оборудования используют два вида ППР — текущие (основные) и капитальные.

Руды, поступающие на обогащение из различных участков месторождения, обычно резко отличаются вещественным составом,

физико-механическими свойствами и обогатимостью. Значительные отклонения содержания металлов в руде, поступающей на фабрику, не позволяют получить высоких и устойчивых показателей по извлечению и содержанию в концентратах. Для устранения этого на горно-обогатительных предприятиях осуществляют технологическое картирование месторождения и усреднение перерабатываемых руд.

Конечной продукцией обогатительных фабрик, перерабатывающих руды цветных металлов, являются концентраты этих металлов и попутно получаемые продукты, находящие применение в различных отраслях промышленности. Концентраты и попутные продукты должны соответствовать определенному качеству, которое регламентируется стандартами. Повышение качества выпускаемой товарной продукции — одна из важнейших задач предприятия.

Существующие в СССР стандарты разделяют на государственные (ГОСТ), отраслевые (ОСТ), республиканские (РСТ), предприятия (СТП).

Качество концентратов оценивают аттестацией по трем категориям качества: высшей, первой и второй.

Продукция высшей категории по своему качеству соответствует лучшей аналогичной продукции в нашей стране и за рубежом. Продукция первой категории должна соответствовать требованиям действующих стандартов и технических условий. Продукция второй категории не соответствует современным требованиям потребителя. Для того, чтобы стать товарной, ее необходимо дообогащать.

Получение продукции лучшего качества стимулируют оптовыми ценами на полезные ископаемые и продукты обогащения. Управление качеством становится неотъемлемой частью научного управления производством, которое зависит в конечном итоге от всех технических служб предприятия.

С целью координации этой работы на многих из них созданы службы управления качеством, а также советы по качеству, разработаны комплексные системы управления качеством продукции (КС УКП). Комплексная система управления качеством включает:

- требования к исходному сырью;

- регламентацию параметров технологических операций на обогатительных фабриках, контроль за поступающими реагентами и материалами;

- совершенствование методов аналитического контроля и службы метрологии;

- регламентацию производственных отношений между цехами и службами объединения;

- регламентацию прав и обязанностей ИТР в организации работы по управлению качеством;

- систему материального стимулирования за стабильность качества руды и концентратов и другие мероприятия.

Основа КС УКП — оперативное опробование руд и продуктов обогащения.

Современные обогатительные фабрики располагают автоматизированной системой управления предприятием (АСУП), представляющей собой совокупность методов и технических средств, обеспечивающих наиболее эффективное выполнение функции управления предприятием. АСУ обеспечивает сбор и передачу информации о различных параметрах производства, ее обработку и хранение. Этот комплекс осуществляется с использованием средств автомеханического контроля, связи, сигнализации и вычислительной техники. Системы автоматического контроля любого технологического параметра состоят из датчика и измерительного прибора, который может быть сигнализирующим или регулирующим.

Обогатительная фабрика организационно входит в состав горно-обогатительного или горно-металлургического комбината и АСУП предусматривает несколько уровней управления. На рис. 12.5 показана трехуровневая структура, которая наиболее представительна для обогатительной фабрики.

В комплекс технических средств входят устройства связи и телевидения, автоматической печати, символьной и графической индикации, мнемосхемы и пульты управления, ЭВМ, устройства автоматического контроля и регулирования. Наибольшее распространение в АСУ обогатительных фабрик получили управляющие цифровые вычислительные машины ЕС ЭВМ с запоминающими устройствами на магнитных дисках, позволяющих хранить огромный объем информации с емкостью более 200 Мбайт.

Для оперативного управления производством и размещения аппаратуры технических средств АСУП на фабриках предусмотрены центральный (общефабричный) диспетчерский пункт и операторские пункты по переделам. Операторские пункты размещают в непосредственной близости от управляемых участков с возможностью визуального наблюдения за состоянием оборудования и ходом технологического процесса. На ОП оборудуют щиты КИП, пульты управления поточнотранспортными системами, мнемосхемами, устройствами автоматической печати, с помощью которых можно получить информацию от ЭВМ центрального диспетчерского пункта.

§ 14.3. ОРГАНИЗАЦИЯ РЕМОНТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

Особенности производственного процесса обогатительных фабрик так же, как непрерывность, прямоточность и пропорциональность обуславливают необходимость надежности работы оборудования. В связи с чем совершенствование организации, планирования и управления ремонтными работами является одной из составных задач, решение которой позволит повысить надежность работы оборудования обогатительных фабрик и тем самым увеличить экстенсивные и интенсивные показатели работы, сократить

простои, увеличить срок службы оборудования, улучшить его технологические характеристики, а, следовательно, повысить производительность труда, увеличить темпы роста объема производства.

Качественное обслуживание оборудования, правильная организация ремонтных работ становится решающим фактором нормального функционирования обогатительных фабрик и составной частью общей организации производства.

На выбор системы ремонта большое влияние оказывают назначение и режим работы фабрики, вид эксплуатируемого оборудования (его конструктивные и технологические особенности и назначение), количество и качество информации о техническом состоянии машин, а также экономический ущерб от возникновения аварийных ситуаций.

Организация системы технического обслуживания и ремонта оборудования должна соответствовать следующим требованиям:

- выполнение фабрикой плана по переработке руд и качеству концентратов;

- получение максимальной прибыли за счет обеспечения постоянной технической готовности оборудования к эксплуатации;

- экономия запасных частей и материалов;

- максимальное участие обслуживающего персонала в выполнении работ по межремонтному техническому обслуживанию.

Система технического ремонта и обслуживания оборудования обогатительных фабрик включает в себя межремонтное техническое обслуживание и ремонты. Системой предусмотрены два вида работ по межремонтному техническому обслуживанию: ежемесячное техническое обслуживание, проводимое обслуживающим персоналом, и техническое обслуживание, производимое ремонтным персоналом через равные оптимальные промежутки времени для конкретного оборудования, а также три вида ремонтных работ: ежемесячные ремонтные осмотры, при выполнении которых определяют техническое состояние оборудования, уточняют объемы и сроки проведения запланированных текущих и капитальных ремонтов; текущие ремонты, производимые ремонтными бригадами фабрик с участием эксплуатационного персонала; капитальные ремонты.

При проведении текущего ремонта предусматривается регулировка механизмов оборудования с целью обеспечения его нормальной эксплуатации до очередного планового ремонта; капитальный ремонт проводят ремонтные бригады или сторонние ремонтные организации. Эти ремонты должны восстановить полную техническую характеристику машины.

Большое значение в организации ремонтных работ приобретают вопросы прогнозирования, т. е. возможность определения в целом ряде оборудования структурных и диагностических параметров, которые могут информировать ремонтный и обслуживающий персонал о техническом состоянии оборудования. Поэтому особую актуальность имеют вопросы оперативного контроля предельно допустимых износов деталей и узлов.

Основным видом организации ремонта на обогатительных фабриках является система планово-предупредительных ремонтов.

Для поддержания оборудования в работоспособном состоянии проводят плановые и внеплановые ремонты. Плановые ремонты проводят в соответствии с графиками ремонтных работ, разработанных на основе таких нормативов, как продолжительность межосмотровых и межремонтных периодов, ремонтных циклов и структуры ремонтных циклов.

Соблюдение графиков ремонта оборудования, как по объему, так и по последовательности выполнения отдельных видов ремонта проверяется по имеющейся документации.

Необходимое время для ремонтных работ устанавливают исходя из фактических затрат времени на ремонты и фактического состояния оборудования. Устанавливают оптимальные затраты времени на ремонт, на основании чего планируют время ремонта оборудования и остановки фабрики.

Для улучшения организации ремонтных работ необходимо обеспечить:

- подготовку к проведению ремонтов;

- инструктаж рабочих по рациональной технологии процесса ремонта;

- распределение труда в ремонтной бригаде между ее членами; анализ выполнения установленных оптимальных затрат рабочего времени и разработка мероприятий по их устранению.

Оперативные ежемесячные графики ремонтов разрабатывают не позднее 25 числа предшествующего месяца с учетом фактического состояния и загрузки оборудования.

Организация ремонта должна предусматривать такую последовательность и перечень выполняемых операций, при которых обеспечиваются сокращение времени проведения ремонтов и выполнение фабрикой заданных показателей как по объему, так и по качеству, экономия материальных ресурсов и полная работоспособность оборудования в период установленного межремонтного срока. Ремонт оборудования предусматривается осуществлять по заранее разработанной технологии, которая требует тщательной организационной и технической подготовки. Эта подготовка включает:

- конструкторскую подготовку, т. е. обеспечение чертежами и технической документацией, проектирование и изготовление специальных инструментов и приспособлений;

- приобретение недостающих материалов, деталей, узлов;

- выбор способа ремонта (узловой, агрегатный);

- проверку исправностей или установку грузоподъемных средств;

- подготовку оборудования и рабочего места к ремонту.

Перечень и содержание межремонтного технического обслуживания и плановых ремонтов флотационных машин приведены в табл. 14.1.

Содержание межремонтного технического обслуживания флотационных машин

Наименование	Содержание работ
Техническое обслуживание технологическим персоналом (ТО)	Произвести внешний осмотр узлов и механизмов флотационной машины, защитных ограждений и заземлений. Проверить натяжение ремней привода азраторов, натяжение привода пеногона Контролировать температуру нагрева подшипников, электродвигателей, редукторов и поступление смазки во все смазочные точки Контролировать работу машины на слух Готовить машину к запланированному ремонтному осмотру или ремонту, выпустить пульпу, промыть водой камеры, азраторы, пеногоны Принимать участие в выполнении ремонтных работ
Техническое обслуживание ремонтным персоналом (ОР)	Один раз в 5 дней проверить состояние и натяжение клиновых ремней, цепей и привода пеногона, затяжку болтовых соединений, отсутствие течи из камер, наличие и поступление смазки во все смазочные точки согласно карте смазки
Ремонтный осмотр (РО)	Проверить состояние импеллеров статоров, успокоительных решеток, футеровки камер, упругих зубчатых и пальцевых муфт, узлов и разводки централизованной смазки, скребков пеногонов, клиновых ремней и втулочно-роликовых цепей Выполнить работу технического обслуживания ОР. Проверить зазор между импеллерами и статорами. Выявленные дефекты устранить или включить в план работ ближайшего ремонта. Выполнить работы по смазке согласно карте смазки
Текущий ремонт (T_1)	Заменить цепи и втулки водил пеногонов, прокладки и пальцы муфт в блоках импеллер — статор, клапаны в блоках подшипников. Выполнить работы ремонтного осмотра
Текущий ремонт (T_2)	Заменить импеллеры, уплотнения, зубчатые и пальцевые муфты, резиновые кольца, прокладки в блоках импеллер — статор, валы, подшипниковые уплотнения, прижимы, прокладки блока подшипников, звездочки и валы пеногонов. Выполнить работы текущего ремонта T_1
Текущий ремонт (T_3)	Заменить статоры, седла клапанов, успокоительные решетки. Выполнить работы текущего ремонта T_2.
Капитальный ремонт	Провести полную разборку флотационной машины и ее сборочных единиц. Отремонтировать камеры секций, трубопроводы, шибберные устройства, восстановить футеровку камер. Заменить надимпеллерные стаканы, приводы пеногонов. Разобрать редукторы приводов пеногонов, произвести дефектировку и заменить изношенные передачи, подшипники уплотнения Выполнить работы текущего ремонта T_3 Опробовать машину на холостом ходу и под нагрузкой

Опыт работы как отечественных, так и зарубежных предприятий показывает, что одним из путей дальнейшего повышения эффективности работы обогатительных фабрик является:

совершенствование организации системы ремонтных работ путем разработки методов оптимизации периодичности проведения межремонтного технического обслуживания оборудования с учетом его важности в технологической схеме фабрики;

установление прогнозирующих параметров, разработка методов и средств безразборного контроля предельных значений этих параметров;

исследование механизма воздействия сроков службы машин на эффективность производства;

определение целесообразных видов технического обслуживания и ремонта оборудования, исследование и внедрение рациональных, организационных форм проведения ремонта при наименьших трудовых и материальных затратах;

внедрение подсистемы АСУП «Управление ремонтным обслуживанием».

§ 14.4. ОХРАНА ТРУДА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

Охрана труда представляет собой систему законодательных актов, социально-экономических, организационных, технических, гигиенических и лечебно-профилактических мероприятий и средств, обеспечивающих безопасность, сохранение здоровья и работоспособности человека в процессе труда.

Охрана труда трудящихся обогатительных, дробильно-сортировочных фабрик обеспечивается выполнением Единых правил безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окучивании руд и концентратов, Правил безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей и сланцев.

Технология обогащения полезных ископаемых включает в себя процессы, вредное влияние которых на здоровье трудящихся невозможно полностью исключить за счет организационно-технических мероприятий. В этом случае предусматриваются льготы за вредные условия труда: сокращенный рабочий день до 6 ч (иногда до 4 ч), дополнительный отпуск, спецпитание, льготное пенсионное обеспечение. Для защиты здоровья от вредного воздействия выдаются средства индивидуальной защиты (спецодежда, респираторы, защитные очки, противогазы, противошумные устройства и др.).

Работающих на обогатительных фабриках обучают безопасным способам труда, для чего проводят следующие инструктажи:

- вводный — с каждым принимаемым на работу;
- первичный — на рабочем месте;
- повторный — не реже 2 раз в год;

внеплановый — связанный с какими-либо изменениями в технике или технологии;
текущий — перед проведением работы, отличающейся от обычно выполняемой.

Правилами безопасности определены требования к производственной санитарии, включающей требования к общим санитарным правилам, производственным помещениям, вентиляции и отоплению, освещению, защите от производственного шума, вибрации, ультразвука, радиоактивных излучений. Так, нормативами установлены предельно допустимые концентрации вредных веществ (ПДК) в воздухе рабочей зоны в виде газов, паров, пыли, аэрозолей не более, чем 800 соединений. Например, ПДК алифатических аминов составляет 1, кремнесодержащей пыли 1, бутилового ксантогената калия 10 мг/м³.

Передвижение по фабрике и промплощадке допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам, площадкам. Все площадки, расположенные на высоте более 0,3 м над уровнем пола, оборудуют перилами высотой не менее 1 м и лестницами, также имеющими перила такой же высоты. В нижней части перила должны иметь сплошную обшивку высотой не менее 0,14 м.

Металлические площадки и лестницы должны быть выполнены из рифленого металла. Ширина лестниц должна быть не менее 0,6 м, высота ступеней не более 0,3 м, ширина не менее 0,25 м. Угол наклона лестниц, постоянно эксплуатируемых, не должен превышать 45°, а эксплуатируемых 1—2 раза в смену, не должен превышать 60°. Ширина магистральных проходов должна быть не менее 1,5 м, рабочих — не менее 1 м, проходов между стеной и машинами не менее 0,8 м. Все монтажные проемы, зумпфы, колодцы, канавы должны быть ограждены перилами высотой 1 м со сплошной обшивкой по низу.

При пересечении проходов и рабочих площадок реагентопроводами они должны быть заключены в реагентонепроницаемые перегородки.

Освещенность производственных помещений, территории фабрики, проходов и проездов должна соответствовать установленным нормам. В зависимости от выполняемой работы освещенность может колебаться от 50 до 5000 лк. Для переносного освещения допускается использование светильников напряжением не выше 12 В во взрывозащитном исполнении.

Для исключения поражения электрическим током используют различные технические средства и способы (защитное заземление, зануление, предохранительные приспособления и др.).

Все движущиеся (вращающиеся) части механизмов должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с ячейками не более 25 × 25 мм. Пусковые устройства машин и аппаратов должны располагаться таким образом, чтобы с этого места просматривались все рабочие площадки и проходы. Перед пуском в работу оборудования, находящегося вне зоны видимости, подают звуковой сигнал, дублирующий световой, делают оповещение через громко-

говорящую связь. На ленточных конвейерах, наиболее распространенных видах внутризаводского транспорта, должны быть устройства, обеспечивающие безопасные условия их обслуживания. В частности, должны быть установлены переходные мостики (не реже чем через 100 м), устройства, обеспечивающие остановку конвейера из любой точки по его длине со стороны основных проходов.

Общие требования для работников обогатительных фабрик:

во время работы обязательно пользоваться спецодеждой. Запрещается приступать к работе без применения соответствующих средств индивидуальной защиты, а также в неисправной, неотремонтированной спецодежде;

перед пуском машины необходимо проверить защитные ограждения, заземление, убедиться в отсутствии в ней посторонних предметов, инструмента, людей и подать предупредительный сигнал;

при поломке агрегата, сильной вибрации, ненормальном шуме, при появлении дыма из электродвигателя и пусковой аппаратуры рабочий обязан немедленно остановить машину.

В соответствии с правилами техники безопасности **з а п р е щ а е т с я :**

работать на неисправном оборудовании, пользоваться неисправным инструментом и неисправными средствами индивидуальной защиты;

проводить смазку и чистку машины на ходу, проводить ремонт оборудования во время его работы;

во время работы заходить за ограждения при снятых с движущихся частей ограждений;

перелезать через конвейеры во время их остановки, а тем более во время работы, проводить чистку и ремонт на ходу;

курить и принимать пищу в неотведенном для этого месте.

Кроме общих инструкций на обогатительных фабриках разработаны и выполняются правила техники безопасности для отделений дробления и грохочения, измельчения и классификации, флотации и реагентного, гравитационных методов, магнитной и электрической сепарации, обезвоживания, сушки, отделения складирования хвостов и очистки сточных вод с учетом специфических условий.

ГЛАВА 15. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

§ 15.1. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Работу обогатительной фабрики оценивают основными технологическими показателями, характеризующими эффективность процесса обогащения. К ним относят выход концентрата, качество

концентрата по основному компоненту и сопутствующим элементам, по вредным примесям, извлечение металла в продукты обогащения.

Такие технико-экономические показатели, как стоимость товарной продукции в оптовых ценах, прибыль предприятия, производительность на одного трудящегося, удельные расходы электроэнергии и материалов на 1 т руды (концентрата), дополнительно характеризуют технологический и организационно-технический уровень работы обогатительной фабрики. Одним из способов улучшения экономики производства цветных металлов является более полное использование сырьевых ресурсов.

Производственная мощность обогатительных фабрик определяется массой переработанной за год руды. По этому показателю фабрики подразделяют на две группы: к I относят фабрики производственной мощностью свыше 3 млн. т в год, ко II — до 3 млн. т в год.

Таблица 15.1

Технологические показатели работы некоторых обогатительных фабрик

Руда	Фабрика	Ценный компонент	Содержание в одноименном концентрате, %	Извлечение в одноименный концентрат, %
Медная	Джезказганская	Cu	38—42	92—94
Медно-свинцовая	Джезказганская	Cu Pb	25—27 50—55	86—90 65—70
Медно-молибденовая	Алмалыкская	Cu Mo	18—20 38—40	83—85 55—60
Медно-цинковая	Карабашская	Cu Zn	18,5—18,4 47,6—49,4	80,8—84,1 50,8—55,1
	Башкирская (Сибавская)	Cu Zn	19—19,5 49—51	55—56 74,5—75
	Среднеуральская	Cu Zn	12,3—12,8 47,7—48,2	74—76,3 61,4—62,3
Медно-никелевая	Фабрика № 2 Норильского ГМК	Cu Ni	3,9—4,2 4,5—4,6	94,1—96,5 92,5—95,4
	Фабрика № 2 комбината «Печенганикель»	Cu Ni	2,8—3 4,7—4,8	85,4—85,8 75,9—77
Свинцово-цинковая	Акатуевская	Pb Zn	61,3—62,9 50,3—50,8	89—89,2 84,2—84,9
	Текелйская	Pb Zn	55,1—55,2 49,4—50,7	72,2—74,6 71,7—77,9

В табл. 15.1 приведены технологические показатели работы некоторых обогатительных фабрик.

Видно, что есть значительные резервы повышения извлечения цветных металлов за счет получения, например, промпродуктов, пригодных для пиро- или гидрометаллургической переработки.

Извлечение попутного золота и серебра на многих медно-цинковых и свинцово-цинковых фабриках повышается за счет внедрения в схемы гравитационных методов доизвлечения свободных зерен благородных металлов.

Основным показателем, определяющим экономическую деятельность коллектива обогатительной фабрики, является стоимость переработки 1 т исходной руды или себестоимость 1 т товарного концентрата (концентрата, отвечающего требованиям ГОСТа).

Общезаводскую себестоимость рассчитывают на основании расходов на обогащение по отдельным статьям затрат, включающим: исходное сырье и основные материалы (в т. ч. транспортные расходы); вспомогательные материалы на технологические цели; топливо и энергию на технологические цели (в т. ч. вода на технологические цели); основную и дополнительную зарплату; отчисления на социальное страхование; содержание и эксплуатацию зданий, оборудования, цеховые, общезаводские и прочие расходы.

**Технико-экономические показатели работы обогатительных фабрик,
перерабатывающих медные (числитель) и свинцово-цинковые
(знаменатель) руды**

Производительность по руде, млн. т/год	6/6—8
Удельный расход на т руды:	
электроэнергии, кВт.	22,5/60—65
воды производственной, м ³	3,8/7—7,5
футеровочной стали для дробилок и мельниц, кг	0,08/0,2—0,3
шаров и стержней, кг	1,3/1,5—2
Удельные показатели на 1000 т годовой производительности по руде:	
средняя стоимость 1 м ³ здания, руб.	12,3/14—14,5
масса технологического оборудования, т	1,2—2/2,3—2,6
мощность электродвигателей, кВт	4,6/16—16,8
Удельный объем мельниц, м ³ /(т · сут)	0,03/0,048
Удельный объем флотационных машин, м ³ /(т · сут)	0,062/0,027
Коэффициент использования оборудования, %:	
дробильного комплекса	74/81
главного корпуса	93/93
Производительность по исходной руде на одного трудящегося, тыс. т/год	43,2/16—18
Стоимость обогащения 1 т исходной руды, руб.	1,38/5,1—5,2
в т. ч. стоимость реагентов, руб.	0,17/1,45—1,5
Стоимость гидротранспорта и укладки 1 т хвостов, руб.	0,11/1,05—1,1

Для определения полной стоимости обогащения полезных ископаемых надо к общезаводской себестоимости прибавить внепроизводственные расходы, связанные с перевозкой товарных концентратов, их реализацией, отчисления на научно-исследовательские работы. На небольших фабриках себестоимость обогащения выше, чем на крупных.

Таблица 15.2

Распределение затрат по основным переделам флотационных фабрик

Передел	Эксплуатационные расходы, руб./т руды	Капитальные затраты, руб./т годовой производительности по руде	Расход электро- энергии, кВт·ч/т
Крупное, среднее и мел- кое дробление, грохоче- ние, транспортирование	0,09—0,11	0,4—0,6	1—1,5
Измельчение руды, скла- дирование дробленого продукта	0,51—0,77	1—1,17	12—20
Флотация (без стоимо- сти реагентов)	0,051	0,165	2,6
Сгущение	0,09—0,22	0,6—1,1	1—2
Фильтрование	0,13	0,15—0,30	2—3
Сушка (без стоимости топлива)	0,13	0,54	3
Складирование и отгруз- ка концентратов	0,05—0,1	0,2—0,4	—
Удаление и укладка хво- стов	0,1—0,2	0,5—1,2	—

Значительная доля эксплуатационных, капитальных затрат и электроэнергии приходится на подготовительные процессы (дробление, грохочение, измельчение, классификация) (табл. 15.2).

Видно, что на измельчение руды расходуется до 60 % всей электроэнергии, необходимой для переработки 1 т руды. Высоки на этом переделе эксплуатационные (в основном затраты на шары, стержни, футеровку) и капитальные затраты. Ниже приведены удельные расходы электроэнергии, воды, материалов на 1 т руды по некоторым фабрикам.

Расход электроэнергии, воды и материалов
на Алмалыкской медной фабрике

Электроэнергия, кВт·ч	25,4
Вода, м ³ :	
оборотная	3,53
всего	4,35
Шары, кг	1,45
Футеровка, кг:	
стальная	0,076
резиновая	0,0009
Фильтроткань, м ²	0,00024
Коэффициент использования измельчительного оборудования . . .	0,94

Расход электроэнергии, воды и материалов
на Гайской медно-цинковой фабрике

Электроэнергия, кВт·ч	30,43
Вода, м ³ :	
всего	4,94
оборотная	3,96
Стержни, кг	0,45
Шары, кг	1,64
Футеровка, кг	0,17
Фильтроткань, м ²	0,0056

**Расход электроэнергии, воды и материалов
на Зырянской медно-свинцово-цинковой фабрике**

Электроэнергия, кВт·ч	19,65
Вода, м ³	2,6
Шары, кг	0,759
Футеровка, кг	0,14
Фильтроткань, м ²	0,0014
Магнетит, кг	0,204
Ферросилиций, кг	0,17
Коэффициент использования измельчительного оборудования . . .	0,96

На Зырянской обогатительной фабрике применяют обогащение в тяжелых средах для руды крупностью —50 + 8 мм. В качестве утяжелителя используют магнетит и ферросилиций.

Высокий удельный расход электроэнергии на Гайской обогатительной фабрике объясняется использованием сложной технологической схемы с получением медного, цинкового и пиритного концентратов. Схема включает трехстадиальное измельчение руды до крупности 86—88 % —0,074 мм и доизмельчение коллективного концентрата до 96—98 % —0,074 мм, что требует значительных затрат электроэнергии.

Ниже приведена структура затрат по расходу электроэнергии и стоимости отдельных операций для фабрики большой производительности, перерабатывающей полиметаллические руды.

**Расход электроэнергии (числитель) и стоимость операций
(знаменатель) при обогащении полиметаллической руды
(в % от общих расходов)**

Дробление	15,1/19,6
Измельчение	31,8/28,7
Обогащение	33,8/36,4
Обезвоживание концентратов	6,6/4,3
Удаление хвостов	3,9/3
Водоснабжение и прочие расходы	8,8/8

Повышение экономических показателей возможно за счет более полного использования минерального сырья, снижения эксплуатационных и капитальных затрат по переделам (рудоподготовка, обогащение, вспомогательные процессы), внедрения новых форм организации производства.

На стадии рудоподготовки для этих целей используют предварительное обогащение (в тяжелых средах, рудосортировка), дробилки и мельницы большой единичной мощности, мельницы самоизмельчения. Значительный технико-экономический эффект получают от внедрения инерционных дробилок КИД-2200 принципиально новой конструкции. Благодаря этим дробилкам на фабриках получают в открытом цикле мелкого дробления дробленый продукт крупностью —12 мм. При этом исключаются конвейерные линии и грохота для замкнутых циклов, что способствует снижению капитальных затрат и повышению производительности труда. За счет значительного снижения крупности дробленой руды при замене дробилок КМД-2200 на КИД-2200 возможно увеличе-

ние производительности измельчительных отделений фабрик на 25—30 %. Одна из важных задач — создание условий для сверхтонкого измельчения руды, промпродуктов и концентратов перед их перемалыванием или селекцией. С этой целью ведутся работы по усовершенствованию технологии измельчения в шаровых мельницах и по созданию специальных центробежных, планетарных и вибрационных мельниц.

Основной метод обогащения руд цветных металлов — флотация. Здесь возможно удешевление передела за счет совершенствования техники и технологии флотационного обогащения, внедрения новых эффективных и дешевых флотационных реагентов, с помощью автоматического контроля и регулирования процесса.

§ 15.2. ПРИНЦИПЫ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ОСНОВНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Основные резервы улучшения деятельности обогатительной фабрики связаны с совершенствованием технологии обогащения, техники и организации производства. Эти резервы не могут быть в полной мере выявлены и приведены в действие без экономического анализа.

Основная задача анализа хозяйственной деятельности — оценка итогов работы, выявление внутренних резервов для лучшего использования имеющихся материальных, трудовых и финансовых ресурсов, без чего невозможно строить работу в условиях хозрасчета и новых рыночных отношений. Техничко-экономический анализ — дело не только экономических служб фабрики, но и всего коллектива и прежде всего инженерно-технических работников.

Анализ производственно-хозяйственной деятельности проводят за определенный период (год, полугодие, месяц). При этом необходимо оценить взаимное влияние отдельных факторов производства на отклонение плановых хозрасчетных показателей в условиях конкретного цеха, отделения или фабрики, выявить диспропорции и приложить меры по их ликвидации.

Анализ производственной деятельности проводят с точки зрения системного подхода. Для проведения анализа используют различные методы: сравнение отчетных данных с плановыми, детализация показателей, элюминирование (метод целых подстановок) и др.

Наиболее распространенный метод — факторный анализ методом целых подстановок. Исходные данные для анализа — бухгалтерская отчетность, показатели выполнения текущего планирования, оперативных планов, текущая отчетная документация (технические отчеты, все планируемые хозрасчетные показатели, зафиксированные в положении о хозяйственном расчете данного производственного подразделения).

Анализ производственно-хозяйственной деятельности производится по выполнению производственной программы фабрики, выполнению плана по труду и заработной плате, себестоимости

продукции, использованию производственных фондов, уровню организации труда и производства, выполнению плана по прибыли, рентабельности и хозяйственным показателям.

Анализ производственной программы выполняют как в натуральных единицах, так и в денежном выражении: по объему переработанной руды, выпуску концентрата, номенклатуры, ассортимента, качеству продукции (концентратов), выпуску товарной продукции и ритмичности работы фабрики.

Анализ выполнения плана по переработке руды и по готовой продукции. Объем перерабатываемой руды V (т, тыс. т) зависит от производительности и времени работы оборудования

$$V = WQt,$$

где W — число единиц оборудования (секций); Q — производительность оборудования (секции) в единицу времени; t — время работы оборудования (секции).

Анализ дает возможность установить количественное влияние каждого из факторов.

Сущность анализа заключается в том, что последовательно каждый из факторов, влияющий на выполнение плана, считают переменной величиной, а другие — постоянными.

Анализ может осуществляться с применением ЭВМ.

Общее изменение объема переработки руды определяют по формуле

$$\Delta V = V_{\text{ф}} - V_{\text{пл}},$$

где $V_{\text{ф}}$, $V_{\text{пл}}$ — соответственно фактический и плановый объем переработанной руды, т.

Общее изменение объема переработки руды происходит за счет изменения числа оборудования (секций), производительности оборудования и времени работы оборудования.

Общее изменение объема производства концентрата определяют по формуле

$$\pm \Delta P = P_{\text{ф}} - P_{\text{пл}},$$

где $P_{\text{ф}}$, $P_{\text{пл}}$ — соответственно фактическая и плановая, масса концентрата, т. Оно происходит за счет изменения объема переработки руды, содержания металла в исходной руде, извлечения металла из руды в концентрат и содержания металла в концентрате.

Анализ выполнения общего плана производства в денежном исчислении. Общий объем продукции характеризует такой показатель, как товарная продукция.

На выполнение данного показателя оказывают влияние следующие факторы: выполнение плана по основной номенклатуре, выполнение плана по качеству продукции (маркам концентрата).

Взаимосвязь факторов выражается формулой

$$T_{\pi} = P\varPi,$$

где T_{π} — стоимость всего объема товарной продукции, полученной за определенный анализируемый период, тыс. руб.; P — масса полученного концентрата, т; $\varPi$ — цена 1 т концентрата, руб.

Общее изменение стоимости всего объема товарной продукции

$$\Delta T_{\pi} = T_{\pi\phi} - T_{\pi\text{пл}},$$

где $T_{\pi\phi}$, $T_{\pi\text{пл}}$ — стоимость товарной продукции соответственно фактическая и плановая за анализируемый период, тыс. руб. Предприятие обязано выполнить не только общий план производства продукции, но и договорные обязательства по поставкам и не должно допустить нарушений установленной планом номенклатуры продукции.

После проведенных расчетов выясняют причины изменения факторов и разрабатывают мероприятия организационного, технологического, технического и экономического характера по повышению объема переработки сырья, получению высококачественных концентратов, увеличению выпуска металла, по выполнению плана по номенклатуре и ассортименту.

Анализ ритмичности выпуска продукции. Анализируют выполнение плана выпуска продукции по отдельным суткам, декадам и месяцам, для чего определяют коэффициент ритмичности

$$K_p = P_{\phi}/P_{\text{пл}}.$$

Коэффициент ритмичности:
максимальный

$$K_{p \max} = P_{\max}/P_{\text{ср}};$$

минимальный

$$K_{p \min} = P_{\min}/P_{\text{ср}}.$$

Коэффициент неравномерности

$$K_{\text{нр}} = K_{p \max}/K_{p \min},$$

где $P_{\max}$, $P_{\min}$ — выработанная продукция соответственно максимальная и минимальная за декаду, месяц, сутки; $P_{\text{ср}}$ — средняя выработка за весь анализируемый период.

Коэффициент ритмичности — обобщающий показатель, характеризующий равномерность выпуска продукции; он указывает, какой резерв в выпуске продукции имеет предприятие.

После установления основных факторов, влияющих на выпуск продукции, необходимо выяснить причины неудовлетворительного или высокой степени использования обогащительных аппаратов, сырья или выявить узкие места в технологии и разработать план мероприятий по их устранению.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Абрамов А. А.* Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд. М., Недра, 1978.
2. *Абрамов А. А.* Технология обогащения руд цветных металлов. М., Недра, 1983.
3. *Абрамов А. А.* Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. М., Недра, 1986.
4. *Абрамов А. А.* Флотационные методы обогащения. М., Недра, 1984.
5. *Козин В. З.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. М., Недра, 1985.
6. *Комбинированные* процессы переработки руд цветных металлов/ С. И. Митрофанов, В. И. Митрофанов, В. И. Мещанинова и др.— М., Недра, 1984.
7. *Коц Г. А., Чернотяпов С. Ф., Шманенков Н. В.* Технологическое опробование и картирование месторождений. М., Недра, 1980.
8. *Ласкорин Б. Н., Барский Л. А., Персиц В. З.* Безотходная технология переработки минерального сырья. Системный анализ. М., Недра, 1984.
9. *Масленицкий Н. Н., Беликов В. В.* Химические процессы в технологии переработки труднообогатимых руд. М., Недра, 1986.
10. *Селективное разрушение минералов*/В. И. Ревнивцев, Э. А. Хопунов, И. М. Костин и др.— М., Недра, 1988.
11. *Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики.* М., Недра, 1984.
12. *Справочник по обогащению руд. Основные процессы.* М., Недра, 1983.
13. *Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы.* М., Недра, 1982.
14. *Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика.* М., Недра, 1983.
15. *Судо М. М.* Кладовые земли. Минеральное сырье и экономика. М., Знание, 1987.
16. *Троицкий В. В.* Промывка и обесшламливание полезных ископаемых. М., Недра, 1988.
17. *Троп А. Е., Козин В. В., Прокофьев Е. В.* Автоматическое управление технологическими процессами обоганительных фабрик. М., Недра, 1986.

ПЕРЕЧЕНЬ ФАБРИК, МЕСТОРОЖДЕНИЙ, РУДНИКОВ

Авока (Ирландия)
Айленд Коппер (США)
Айрон Кинг (Новая Гвинея)
Айтик (Швеция)
Акджоут (Мавритания)
Алдермак (Канада)
Алмалыкская (СССР)
Анаконда (США)
Аренас (Сардиния)
Артемовская (СССР)
Артур (США)
Асарел (НРБ)
Ахтальская (СССР)
Багдад (США)
Байя Маре (СРР)
Балмет (Канада)
Балхашская (СССР)
Бафокенг (ЮАР)
Белоусовская (СССР)
Берг Анкас (Германия)
Березовская (СССР)
Беренгуэла (Перу)
Биг Майк (США)
Бингэм Каньон (США)
Бингхэм (США)
Бисби (США)
Блекберд (Канада)
Блэк Энджел (Канада)
Блюберд (США)
Блявинское (СССР)
Болиден (Швеция)
Бор (Югославия)
Бос Маунтайн (Канада)
Боу Аззер (Марокко)
Бошекульское (СССР)
Брансуик № 6 и № 12 (Канада)
Бренда (Канада)
Британия (Канада)
Брокен Хилл (Австралия)
Буггеру (Италия)
Бугенвиль (Папуа Новая Гвинея)
Бункер Хилл (США)
Бучанс (Канада)
Бьюкенс (Канада)
Бьют (США)
Бэнкрофт (Замбия)
Вассбо (Швеция)
Верингтон (США)
Вермонт Коппер Майн (Австралия)
Вернер Лейк (Канада)
Весфроб (Канада)
Виханти (Финляндия)
Влайхов Врах (Болгария)
Вуонос (Финляндия)
Гайская (СССР)
Галетти (Италия)
Гарпенберг (Швеция)
Гаспе (Канада)
Гендерсон (США)
Гибралтар (Канада)
Голден Монитор (Канада)
Грандюк (Индонезия)
Грейт Боулдер (Австралия)
Дарвин (США)
Дегтярский (СССР)
Джайент Маскот (Канада)
Джезказганская (СССР)
Джонсон (США)
Дойашики (Япония)
Жайремская (СССР)
Ждановская (СССР)
Замбейлз (Филиппины)
Золотоушинская (СССР)
Зонтелли (США)
Зыряновская (СССР)
Инспирейшн (США)
Иокота (Япония)
Иошино (Япония)
Каваема (Япония)
Кадаинская (СССР)
Каджаранская (СССР)
Каканда (Заир)
Калифорния (США)
Камбалда (Австралия)
Камикита (Япония)
Кам-Котна (Канада)
Камото (Заир)
Кананеа (Мексика)
Кансайская (СССР)
Карабашская (СССР)
Кастл Доум (США)
Каталахти (Финляндия)
Катанга (Заир)
Катанна (Перу)
Квемонт (Канада)
Кемпбелл Чибугама (Канада)
Кеннекот (США)
Кентаусская (СССР)
Керджали (Болгария)
Керетти (Финляндия)
Кид Крик (Канада)
Кировоградская (СССР)
Кларабелл (Австралия)
Клаймакс (США)
Кличкинская (СССР)
Кобар (Австралия)
Коза Гранде (США)
Коллинз (США)

Колон (Чили)	Норметалл (Канада)
Кольвези (Конго)	Нчанга (Замбия)
Коппер Клифф (Канада)	Оахаса (Мексика)
Коппер Сити (США)	Огайо (США)
Корнуэлл (США)	Оджанкос (Чили)
Косака (Япония)	Ожел бялый (Польша)
Косака-Утинотай (Япония)	Олд Рэлайэбл (США)
Коукр (Канада)	Олькуш (Польша)
Красноуральская (СССР)	Онтарио (Канада)
Крейтон (Канада)	Осаридзава (Япония)
Кристмас (США)	Осаро Зова (Япония)
Ксеро (Кипр)	Пайн (Канада)
Кюльмекоски (Финляндия)	Пайн Пойнт (США)
Лавендер (США)	Палабора (ЮАР)
Ла-Мот (Франция)	Панда (Заир)
Лейк Джордж (Австралия)	Пандора (США)
Лейк Дюфо (Канада)	Пачук (Канада)
Лейкшор (Канада)	Печенганикель (СССР)
Ленинградская (СССР)	Пико Майнз (Австралия)
Линн Лейк (Канада)	Пима (США)
Лорнекс (Канада)	Пинто Велли (Канада)
Ля Корн (Канада)	Пойнт (Канада)
Магмонт (США)	Прейсак (Канада)
Магна (США)	Принц Леопольд (Заир)
Маджарово (Болгария)	Пышминская (СССР)
Майами (США)	Пюхасалми (Финляндия)
Майданпек (Югославия)	Рам Джангл (Австралия)
Майкаинская (СССР)	Раммельсберг (Германия)
Мак Гилл (США)	Рей (США)
Мамели (Италия)	Ред Маунтайн (Канада)
Мангула (Зимбабве)	Ремсбек (Германия)
Манибридж (Канада)	Ренаби (Канада)
Мантос Бланкос (Чили)	Рензи (Канада)
Маркоппер (Филиппины)	Ризо (Горно) (Италия)
Матсумайн (Япония)	Рио Тинто (Испания)
Маттагами (Канада)	Рокома (Замбия)
Маунт Айза (Австралия)	Рудозем (Болгария)
Маунт Лейл (Австралия)	Рустенбург (ЮАР)
Маунт Морген (Австралия)	Рутен (Канада)
Мацуа (Италия)	Рэнкин (Канада)
Мегген (Германия)	Сакатон (США)
Медет (Болгария)	Салаирская (СССР)
Межица (Югославия)	Сан-Антони (Италия)
Меслула (Африка)	Сан-Даминго (Португалия)
Метахамбр (Куба)	Сан-Джиованни (Италия)
Мехерник (Германия)	Сан Висенте (Италия)
Мибладен (Марокко)	Сан-Ксавьер (США)
Мизурская (СССР)	Сан Мануэль (США)
Микохата (Япония)	Сан Франциско (Мексика)
Миненосава (Япония)	Сартори (Италия)
Мишен (США)	Сасапура (Япония)
Могул (Ирландия)	Серро-Вердо (Перу)
Монт-Агруксо (Италия)	Сибайская (СССР)
Монтебеккио (Италия)	Снеррита (США)
Моренси (США)	Силвер Белл (США)
Мотояма (Япония)	Симилкамин (Канада)
Мифулира (Замбия)	Сипалей (Филиппины)
Мэскот (США)	Сорская (СССР)
Нкана (Замбия)	Среднеуральская (СССР)
Норанда (Канада)	Стэджен Лейк Майнз (Канада)
Нордак (Канада)	Сулливан (Канада)
Норильская (СССР)	Эн Джуан Луканас (Мексика)

Тайнах (Ирландия)
Тара (Ирландия)
Тасу (Канада)
Таширо (Япония)
Твин Бьютс (США)
Текелийская (СССР)
Тексада (Канада)
Токепала (Перу)
Толедо (Филиппины)
Томпсон (Канада)
Тсумеб (Намибия)
Тульсеква (Канада)
Удоканская (СССР)
Уид Хайтс (США)
Урад (США)
Утинотай (Япония)
Учалинская (СССР)
Фалконбридж (Канада)
Федерал (США)
Фекунис (Канада)
Фекунис Лейк (Канада)
Филекс (Филиппины)
Флин Флон (Канада)
Франклин (США)
Фредериктаун (США)
Фриендсвилл (США)

Фруд Стоби (Канада)
Фурутобе (Япония)
Ханава (Япония)
Ханаока (Япония)
Харди (Канада)
Хаф Стил (Канада)
Хелена (США)
Хелкин (Канада)
Хитачи (Япония)
Хитура (Финляндия)
Чибулума (Замбия)
Чингола (Замбия)
Чино (США)
Чукикамата (Чили)
Шаканаи (Япония)
Шебандован (Канада)
Экстол (Канада)
Эль Сальвадор (Чили)
Эль Теннинте (Чили)
Энвил (Канада)
Эндако (Канада)
Эренфридерсдорф (Германия)
Эртсберг (Индонезия)
Эсперанца (США)
Ясо (Япония)

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Автоматический контроль
и регулирование расхода реагентов 30
Азурит 103
Аэротенк 372

Барабанные сепараторы 25
Бесцианидные режимы 196
Биологические пруды 372
Биофильтр 372

Взаимоактивация 40
Вельц-процесс 272
Восстановитель 141
Вторичные сульфиды меди 96
Выемка руды горизонтальными
слоями 12
Выщелачивание
— автоклавно-окислительное 46
— аммиачное 140
— кучное 123
— окисленных руд 123
— подземное 122
— серноокислотное 42
— чановое 124

Генезис руд 39
Гидрометаллургические способы
извлечения окисленного молибдена 173
Грохота
— вертикальные 20
— гидравлические 20
— тонкого грохочения 19
— поверочное 67
Грохочение
— предварительное 67

Депрессоры 29
Диалкилдитиокарбаматы 29
Доизвлечение ценных компонентов
из производственных растворов и
сточных вод 42

Закладка
— гидравлическая 12
— твердеющая 12

Измельчение
— крупное 71
— среднее 71
— тонкое 71
Износостойкость оборудования 20
Изоморфизм 39
Интенсификация
— процесса фильтрования 37
— флотационного процесса 31
Ионная флотация 43
Ионный обмен 373
Ионнообменное извлечение 43

Каолинизация 40
Классификация 19
— АСУТП 362
— — по технологическому принципу
364
— — функциональному признаку
364

Комплексность сырья 7
Контроль

— аналитический 347
— оперативный 348
— отчетный 347

Концентраты

— баритовые 43
— кварцевые 43
— магнетитовые 43
— пиритные 43
— полевошпатовые 43
— серицитовые 43
— силлимонитовые 43
— тальковые 43
— флюоритовые 43

Концентрация на столах 24
Крупнопорционная сортировка
руд 25

Малахит 101

Месторождения

— жильные 6
— колчеданные 6
— медно-колчеданные 6
— медно-порфировые 5
— метаморфизованные 6
— скарновые 6
— Сорское 177
— стратиморфные 5

Метод

— Андреевой — Девиса 219, 266
— бихроматный 291
— Рея 267
— цианидный 293
— цинкианистый 296

Методы обогащения 296

— гравитационные 22
— магнитные 25
— радиометрические 25
— флотационные 26

Минеральный состав 38

Минералы

— несульфидные 7
— сульфидные 7

Недостаточная концентрация 89
Неизбирательная коагуляция 89

Обогащение

— первичных вкрапленных и сплош-
ных колчеданных руд 189

- полиметаллических руд 88
- сплошных медно-пиритных руд 113
- Оборудование
 - дробильное 16
 - самоходное 12
- Обработка
 - озоном 49
 - перекисью водорода 49
- Осадительная сифонная батарея 36
- Отсадка 24
- Очистка
 - биологическая 372
 - механическая 372

- Пенообразователи 29
- Перколяция 124
- Пирит 98
- Планово-предупредительный ремонт 386
- Поглотительная способность 39, 89
- Повышение извлечения
 - — благородных металлов 42
 - — основных и сопутствующих цветных металлов 41
- Показатель абразивности 10
- Попутное получение неметаллорудных и других концентратов 43
- Поточная выдача руд 12
- Предварительная аэрация пульпы 197
- Производительность труда 16
- Производственная мощность 377
- Процесс
 - автоклавно-окислительный 343
 - гидрометаллургический 34
 - горячей флотации 294
 - «Митцуи» 145
 - Мостовича 127
 - разделения в тяжелых суспензиях 58
 - сегрегации 333
 - ТОРКО 143

- Разделение коллективных медно-пиритных концентратов 116
- Режимы
 - с получением коллективных сульфидного и окисленного концентратов 310
 - — — одного коллективного сульфидно-окисленного концентрата 312
 - селективной флотации окисленных минералов свинца и меди 238
 - флотации и разделения сульфидных минералов 228, 257
 - — окисленных свинцовых минералов после предварительной их сульфидизации 232
 - — — минералов с оксигидрильными собирателями 239
 - — — цинковых минералов 266
- Рекультивация земель 47
- Рудногальечное доизмельчение 18

Рудоподготовка 14

Руды

- бедные 8
- богатые 8
- весьма твердые 10
- забалансовые 8
- золотосодержащие 370
- крупновкрапленные 8
- легкофлотируемые 93
- медно-цинково-пиритные сульфидные 369
- медные 92
- монометаллические 370
- мягкие 10
- неупорные 93
- окисленные 9, 92
- пластовых месторождений 108
- полиметаллические 6
- свинцово-цинково-баритовые 369
- свинцово-цинковые 369
- силикатные 7
- сильномагнитные 25
- слабомагнитные 25
- смешанные 9, 92
- средней вкрапленности 8
- средние 10
- сульфидные 9, 91
- — вкрапленные 9, 91
- — вторичные 9
- — медно-никелевые 7
- — первичные 9
- — сплошные 9, 91
- твердые 10
- тонковкрапленные 8
- труднофлотируемые 93
- упорные 93

Самонизмельчение 17

Самоходное оборудование 12

Сгуститель

- радиально-канальный 36
- радиальный 36

Селективность взаимодействия реагентов 31

Серитизация 40

Собиратели 28

Сорбция 373

Сортировка

- конвейерная 64

- порционная 64

Способ добычи

- открытый 11
- — подземный 11

Стабилизация

- биологическая 48

- физико-химическая 48

Стадийность измельчения 27

Степень раскрытия 18

Структура АСУТП 358

Сульфидизатор 102

Схема

- коллективной флотации минералов

меди и никеля из исходной руды без последующего разделения коллективного концентрата 320
 — — — — — цинка с дальнейшим извлечением пирита из хвостов флотации 191
 — — — с последующим разделением коллективного концентрата 322
 — комбинированная, включающая аммиачное выщелачивание никеля 342
 — — магнитно-флотационная 324
 — — для переработки никельсодержащих пирротиновых концентратов 343
 — — — — окисленных никелевых руд с применением сернокислотного выщелачивания 337
 — — — — сульфидных медно-никелевых концентратов с предварительной плавкой на файнштейн 331
 — — — — труднообогатимых руд и продуктов с предварительным окислительно-сегрегационным обжигом 337
 — с двумя приемами коллективной флотации 191
 — — последовательной флотацией сульфидов и оксидов 308
 — — предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и с последующим разделением коллективного концентрата 276
 — — — селективной флотацией сульфидов меди 191
 — — — предварительным выделением в начале рудного цикла 191
 — селективной флотации 276
 Схемы
 — двухстадиальные с самонизмельчением 78
 — дробления 66
 — — особые трехстадиальные 69
 — — с выделением гали 70
 — коллективно-селективные 189
 — комбинированные 33
 — — обогащения руд в тяжелых суспензиях 60
 — — обогащения с грубым измельчением руды и флотацией сульфидов 161
 — — прямого цианирования руды 150
 — — прямой селективной флотации 189
 — развитые стандартные коллективно-селективные 27
 — с подсушкой части рудного потока 68

— — предварительной классификацией 72
 — — — коллективной флотацией 26
 — — — раздельной обработкой реагентами песковой и шламовой частей 28
 — — — рудногальечным измельчением 75, 81
 — — — само- и полусамонизмельчением 76
 — — шаровым измельчением 78
 — — селективно-коллективные 27

Типы медно-цинковых руд 180

Удельная производительность
 — — стержневых мельниц 18
 — — шаровых — 18

Физико-химическая подготовка пульпы 85
 Флокулянты 36
 Флотационные
 — машины 32
 — реагенты 28
 Флотационный обмен
 Флотация
 — аэрофлокулярная 87
 — коллективная сульфидов меди и железа 115
 — — цинково-пиритная 298
 — крупных зерен 86
 — маложелезистых окисленных и окисленных минералов 100
 — повеллита из молибденито-повеллитовых руд 172
 — прямая селективная 298
 — руд с использованием морской воды 119
 — сильножелезистых руд 264
 — шламистых материалов 86

Халькозин 98
 Халькопирит 96, 98
 Хвостовой пруд 372
 Хлоритизация 40
 Хризоколла 103

Цементация меди 125
 Церуссит 101
 Циклично-поточная технология 13

Экстракция 373
 Электрохимический метод 373
 Эфиры ксантогеновых кислот 28
 Эффективность обогащения 23
 Эффективные методы доводки селективных концентратов 30

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Часть I. СЫРЬЕВАЯ БАЗА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	5
Глава 1. Сырьевая база цветной металлургии	5
§ 1.1. Типы руд и месторождений цветных металлов	5
§ 1.2. Характеристика руд	7
Глава 2. Общая характеристика технологических процессов добычи, переработки и обогащения руд цветных металлов	11
§ 2.1. Добыча руд	11
§ 2.2. Дробление и измельчение руд	13
§ 2.3. Переработка и обогащение руд	21
§ 2.4. Обезвоживание продуктов обогащения	35
Глава 3. Комплексность использования сырья и охрана окружающей среды	37
§ 3.1. Влияние вещественного состава руд на показатели обогащения	37
§ 3.2. Комплексность использования сырья в процессах добычи и обогащения руд	40
§ 3.3. Комплексность использования сырья при металлургическом переделе	46
§ 3.4. Охрана окружающей среды	47
Часть II. ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ К ОБОГАЩЕНИЮ	50
Глава 4. Управление качеством добываемых руд и их усреднением	50
§ 4.1. Технологические требования к качеству руд, поступающих на обогащение	50
§ 4.2. Геолого-технологическое картирование месторождения	52
§ 4.3. Усреднение руд и продуктов обогащения	53
§ 4.4. Промывка руд	55
§ 4.5. Предварительная концентрация руд	57
§ 4.6. Система управления качеством добываемых руд и их усреднением	61
Глава 5. Дробление, измельчение и подготовка пульпы к флотации	65
§ 5.1. Схемы дробления	65
§ 5.2. Схемы измельчения	70
§ 5.3. Особенности режимов и схем измельчения окисленных и смешанных руд цветных металлов	81
§ 5.4. Подготовка пульпы к флотации	83
§ 5.5. Влияние крупности измельченного материала на выбор флотационных машин, режимов и схем флотации	85
ЧАСТЬ III. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	91
Глава 6. Медные руды	91
§ 6.1. Минеральный состав и технологические особенности руд	91
§ 6.2. Действие реагентов на флотируемость минералов и металлической меди	94
§ 6.3. Схемы и режимы обогащения сульфидных руд	106
§ 6.4. Схемы и режимы флотационного обогащения окисленных и смешанных руд	115
	405

§ 6.5. Комбинированные схемы с предварительным кислотным выщелачиванием меди	121
§ 6.6. Комбинированные схемы с предварительным восстановительным обжигом руды	141
§ 6.7. Комплексность использования сырья	147
Глава 7. Молибденовые и медно-молибденовые руды	152
§ 7.1. Особенности вещественного состава руд	152
§ 7.2. Действие применяемых реагентов на флотлируемость минералов	154
§ 7.3. Схемы и режимы обогащения сульфидных молибденовых руд	156
§ 7.4. Режимы получения медно-молибденовых концентратов из сульфидных руд	159
§ 7.5. Режимы разделения медно-молибденовых концентратов	167
§ 7.6. Схемы и режимы извлечения молибдена при переработке окисленных и смешанных руд	172
§ 7.7. Комплексность использования сырья	175
Глава 8. Медно-цинковые руды	179
§ 8.1. Минеральный состав и технологические особенности руд	179
§ 8.2. Действие применяемых реагентов	182
§ 8.3. Схемы обогащения	189
§ 8.4. Режимы флотации	193
§ 8.5. Повышение качества цинковых и пиритных концентратов	204
§ 8.6. Переработка и обогащение труднообогатимых руд и коллективных концентратов	205
§ 8.7. Комплексность использования сырья	208
Глава 9. Свинцовые и свинцово-цинковые руды	210
§ 9.1. Минеральный состав и технологические особенности руд	210
§ 9.2. Действие реагентов на флотлируемость минералов	212
§ 9.3. Схемы и режимы обогащения свинцовых и свинцово-медных руд	222
§ 9.4. Схемы и режимы обогащения свинцово-цинковых руд	246
Глава 10. Полиметаллические руды	273
§ 10.1. Вещественный состав и технологические особенности руд	273
§ 10.2. Схемы обогащения сульфидных полиметаллических руд	276
§ 10.3. Режимы коллективной флотации сульфидных минералов	279
§ 10.4. Режимы подготовки коллективных сульфидных концентратов к разделению	284
§ 10.5. Режимы селективной флотации	286
§ 10.6. Режимы разделения свинцово-медных концентратов	291
§ 10.7. Извлечение сульфидов цинка и железа	298
§ 10.8. Прямая селективная флотация руд и коллективных концентратов	300
§ 10.9. Повышение качества сульфидных концентратов	301
§ 10.10. Комплексность использования сульфидных полиметаллических и комплексных руд	302
§ 10.11. Схемы и режимы обогащения окисленных и смешанных полиметаллических руд	306
§ 10.12. Комбинированные схемы переработки труднообогатимых руд	308
Глава 11. Медно-никелевые руды	315
§ 11.1. Минеральный состав и технологические особенности руд	315
§ 11.2. Действие применяемых реагентов	317
§ 11.3. Схемы обогащения сульфидных руд	320
§ 11.4. Режимы обогащения сульфидных руд	328
§ 11.5. Комбинированные схемы переработки окисленных руд и труднообогатимых продуктов, включающие пирометаллургические процессы	331
§ 11.6. Комбинированные схемы переработки окисленных руд и труднообогатимых продуктов, включающие гидрометаллургические процессы	337

Часть IV. ОРГАНИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВОМ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК	346
Глава 12. Организация контроля и управления технологическими процессами обогащения	346
§ 12.1. Опробование и контроль	346
§ 12.2. Принципы управления	354
§ 12.3. АСУТП обогатительных фабрик	357
Глава 13. Организация водооборота и охрана окружающей среды . . .	369
§ 13.1. Организация водооборота на обогатительных фабриках . . .	369
§ 13.2. Очистка сточных и кондиционирование оборотных вод	371
§ 13.3. Складирование отходов и охрана окружающей среды	374
Глава 14. Организация производства	376
§ 14.1. Принципы организации управления производством	376
§ 14.2. Организация производства	381
§ 14.3. Организация ремонта на обогатительных фабриках	384
§ 14.4. Охрана труда на обогатительных фабриках	388
Глава 15. Техничко-экономический анализ работы обогатительных фабрик	390
§ 15.1. Техничко-экономические показатели работы обогатительных фабрик	390
§ 15.2. Принципы технико-экономического анализа основной деятельности обогатительной фабрики	395
Список литературы	398
Перечень фабрик, месторождений, рудников	399
Предметный указатель	402

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Абрамов Александр Алексеевич
Леонов Сергей Борисович

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Заведующий редакцией *О. И. Паркани*
Редактор издательства *Л. М. Неваева*
Технические редакторы *Л. А. Миронова, С. Г. Веселкина*
Корректор *М. Е. Петрова*
ИБ № 8646

Сдано в набор 23.04.91. Подписано в печать 25.09.91. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типографская № 1. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 25,5. Усл. кр.-отт. 25,5. Уч.-изд. л. 27,93. Тираж 1900 экз. Заказ № 103/2613-2. Цена 1 р. 20 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 125047, Москва, Тверская застава, 3.
Типография № 8 ордена Трудового Красного Знамени объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой. 190000, г. Санкт-Петербург, Прачечный переулок, 6.