

В И ЗЕЛЕНОВ

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

КОНТРОЛЬНЫЙ СИГНАЛ

18803

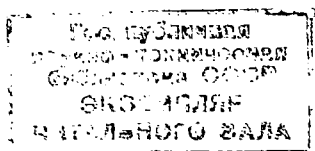
В. И. ЗЕЛЕНОВ

МЕТОДИКА
ИССЛЕДОВАНИЯ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва 1973

73-18993



24
382

Зеленов В. И. Методика исследования золотосодержащих руд. М., «Недра», 1973. 232 с.

Книга является практическим руководством по изучению вещественного состава и испытанию обогатительных, гидрометаллургических и термических способов обработки золотосодержащих руд. В книге дано систематическое описание операций по подготовке технологических проб руд к исследованиям, современных физических и химических методов изучения вещественного состава руд, схем лабораторных технологических исследований руд различных типов. Впервые описана методика выделения мономинеральных фракций из золотосодержащих руд, а также методика испытаний новых способов обработки таких руд — обогащение в гидроциклонах, фотометрическая сортировка, пенная сепарация, флотоотсадка, цианирование с использованием ионообменных смол, хлорирующе-восстановительный обжиг и др.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников (обогаителей, металлургов, минералогов), студентов и лаборантов, изучающих золотые и комплексные золотосодержащие руды в лабораториях фабрик и институтов.

Таблиц 17, иллюстраций 71, список литературы — 159 назв.

Предисловие

Намеченный рост добычи золота из руд с высокими технико-экономическими показателями требует проведения во все возрастающем объеме технологических исследований. Без таких исследований невозможно вводить в эксплуатацию новые месторождения, увеличивать извлечение золота и других ценных компонентов на действующих фабриках, повышать комплексность использования сырья.

Технологические исследования руд проводятся в лабораториях многих институтов, геологических организаций и промышленных предприятий. В последние годы на исследование поступает все большее число сложных руд новых месторождений с трудноизвлекаемым золотом. Эффективная обработка таких руд возможна лишь при сочетании различных способов — обогатительных, гидрометаллургических и пирометаллургических. Появились новые способы обработки золотых руд и концентратов. Повысились требования к полноте извлечения золота и комплексности использования руд. Все это создает для работников лабораторий значительные трудности при исследовании золотосодержащих руд и увеличивает потребность в современном и достаточно полном методическом пособии.

Настоящая книга обобщает практику исследований золотосодержащих руд, проводимых в ЦНИГРИ и других отечественных институтах. При написании работы использованы известные руководства В. Я. Мостовича, В. К. Смирнова, С. И. Митрофанова, а также личный опыт автора. По возможности приведены опубликованные данные о методах исследования золотосодержащих руд за рубежом.

Помимо общепризнанных методов исследования в работе описаны некоторые новые, малоизвестные, использование которых может оказаться полезным, особенно при более детальном изучении руд. Вследствие ограниченного объема книги ряд вопросов изложен

весьма кратко, но с обязательной ссылкой на литературу. По той же причине в книгу не вошел материал, посвященный полупромышленным испытаниям.

Необходимо отметить, что приведенные в книге методики исследования руд нельзя рассматривать как обязательные. Цель работы — показать направления исследований наиболее распространенных золотосодержащих руд с учетом практики их обработки. Успешное исследование немыслимо без творческого подхода к решению любой конкретной задачи. Результаты опытов и инициатива исследователя могут привести к выбору нового направления исследования и к разработке новой технологии, не указанных в книге.

Параграф 4 главы II написан совместно с А. И. Берлинским.

Автор выражает благодарность сотрудникам институтов ЦНИГРИ и ИРГИРЕДМЕТ за помощь и добрые советы.

ВВЕДЕНИЕ

Технологические исследования золотосодержащих руд в основном заключаются в проведении анализов и экспериментов, необходимых для определения вещественного состава руд и технологии извлечения из них золота и других ценных компонентов. Конечной целью исследований является разработка технологии максимального извлечения из руд всех промышленно ценных компонентов с наибольшим экономическим эффектом. Объектами исследований помимо руд часто бывают и продукты их обработки—хвосты амальгамации, правитационные и флотационные концентраты, огарки и др.

Наиболее типичными исследованиями являются:

исследования руд новых месторождений на стадии предварительной их разведки;

исследования руд новых месторождений на стадии детальной их разведки;

исследования руд (или продуктов обработки) эксплуатируемых месторождений.

Цели и объемы указанных исследований различны.

Исследования руд на стадии предварительной разведки предназначены для технологической оценки сырья, которая необходима при решении вопроса о целесообразности промышленного освоения и детальной разведки месторождения. Технологическая оценка включает описание вещественного состава руды, перечень представляющих промышленный интерес компонентов, принципиальную схему обработки и основные технологические показатели, т. е. крупность измельчения руды, расход реагентов, длительность основных операций (флотации, цианирования), выход и качество концентратов, извлечение полезных компонентов в товарные продукты.

Исследования должны ответить и на вопрос о возможности использования для первичного обогащения руд таких способов, как промывка, сортировка (ручная или автоматическая), обогащение в тяжелых суспензиях.

Нередко исследованию подвергают две или несколько проб, представляющих руды различных типов одного месторождения. В этом случае исследования позволяют решить вопрос о целесообраз-

ности раздельной или совместной обработки руд выделенных типов.

Исследования руд на стадии предварительной разведки выполняют, как правило, в лабораторном масштабе. Разработанные технологические схемы проверяют проведением укрупненных лабораторных опытов в замкнутом цикле.

Исследования руд на стадии детальной разведки отличаются от исследований на стадии предварительной разведки более полной и детальной разработкой технологических схем и режимов отдельных операций. Руды исследуют в лаборатории с последующей обязательной проверкой разработанной технологии на полупромышленной непрерывно действующей установке производительностью не менее 2—5 т/сут. В результате определяют все технологические показатели, необходимые для подсчета запасов руд на месторождении и проектирования промышленного предприятия. Если разведано очень крупное месторождение или исследуемая руда труднообогатима, то исследования завершают испытаниями на опытной фабрике производительностью 25—50 т/сут или в промышленных условиях.

Содержание и объем технологических исследований на каждом этапе разведки могут существенно меняться в зависимости от масштаба месторождения, темпов его освоения, сложности руды и других факторов. Известны случаи, когда подсчет запасов и проектирование предприятий для легкообогатимых руд выполняли после одной стадии исследований, проведенных по расширенной программе. Если же предполагается, что обнаруженные руды труднообогатимы, то технологическую оценку их нередко начинают на стадии поисково-разведочных работ. В этом случае исследования лишь качественно оценивают обогатимость руд.

Чрезвычайно разнообразными по содержанию и объему являются исследования руд эксплуатируемых месторождений. В условиях действующих рудников технологические исследования проводятся в связи с изменением характера руд при добыче с более низких горизонтов или новых участков месторождения. На предприятиях и в институтах выполняются исследования с целью улучшения показателей обработки руд на действующих фабриках (снижение потерь золота и других извлекаемых элементов, улучшение качества концентратов, повышение комплексности использования сырья и т. д.). Для этого испытывают новые обогатительные и гидрометаллургические способы, более совершенные схемы и режимы обработки, новые реагенты и аппараты. Исследования проводят как в лабораторных, так и в полупромышленных и промышленных масштабах.

Несмотря на большое разнообразие технологических исследований, почти все они выполняются в следующей последовательности: знакомство с соответствующей литературой и отчетными данными;

отбор проб на месторождении или на фабрике;

подготовка проб к исследованию;
изучение вещественного состава руд;
технологические эксперименты в лаборатории;
проверка и уточнение полученных в лаборатории результатов
на опытных непрерывно действующих установках или фабриках;
оценка результатов работы и составление отчета.

Методика технологических исследований в данной книге изложена с учетом указанной последовательности. Описанию методики предшествует краткая характеристика золотых и комплексных золотосодержащих руд и рудного золота.

ХАРАКТЕРИСТИКА РУД И РУДНОГО ЗОЛОТА

Золотосодержащие руды по вещественному составу отличаются большим разнообразием. В некоторых рудах более 90% по весу составляет кварц, в других наряду с кварцем преобладающими минералами являются барит (до 50—60%), карбонаты (до 20—30%), окислы железа (до 25%), турмалин (до 50%). Содержание сульфидов (в основном пирита, арсенопирита и пирротина) колеблется от 0 до 80%. В различном количестве в рудах присутствуют еще и многие другие минералы, а также вмещающие породы (сланцы, граниты, диориты и др.). Руды различаются и по физическому состоянию. Большинство из них после добычи представлено прочным кусковатым материалом, некоторые имеют вид рыхлой глинистой массы с отдельными кусками. Еще больше различаются руды свойствами золота и ассоциацией его с минералами.

Очевидно, при выполнении технологических исследований первостепенный интерес представляют те признаки вещественного состава, которые в наибольшей степени определяют технологию обработки руд. Такими признаками являются:

наличие в рудах наряду с золотом других полезных компонентов, имеющих промышленное содержание;

содержание в рудах окисленных минералов по сравнению с сульфидными, т. е. степень окисления руд;

наличие в рудах компонентов, существенно осложняющих технологию обработки;

характер золота в рудах, в первую очередь крупность частиц золота.

Классификация золотосодержащих руд по указанным признакам приведена в табл. I [30].

По первому признаку выделяют золотые, золото-пиритные, золото-мышьяковые, золото-серебряные, золото-медные, золото-сурьмяные, золото-урановые и золото-полиметаллические руды. В названии каждого типа руд указаны промышленно полезные компоненты, извлекаемые в настоящее время на фабриках.

К золото-полиметаллическим относят руды, имеющие помимо золота еще два или более промышленно ценных компонента, например медь, свинец, цинк, серебро, пирит, барит и др. Руды, содержащие не менее 60% кварца и не более 12% глинозема, часто

используют в качестве флюсов на пиromеталлургических заводах. Такие руды называют золото-кварцевыми, так как в них промышленную ценность представляют оба компонента — золото и кварц.

В табл. 1 перечислены лишь наиболее известные в промышленности руды и не указаны руды, запасы которых сравнительно невелики или о них нет достаточно полных данных. Такими рудами являются, например, золото-свинцовые, золото-цинковые, золото-теллурические, золото-висмутовые, золото-вольфрамовые, золото-баритные и золото-турмалиновые.

Наличие в рудах кроме золота других промышленно ценных компонентов является одним из решающих факторов при выборе технологии обработки. Значение этого фактора постоянно возрастает. Этому способствует, с одной стороны, увеличение числа полезных компонентов с ростом глубины добычи золотосодержащих руд, и с другой — требование комплексного использования обрабатываемого сырья.

По степени окисления руды подразделяют на первичные (сульфидные), частично окисленные (смешанные) и окисленные.

В настоящее время наибольшее промышленное значение имеют первичные руды; содержание сульфидов в них колеблется от десятых долей до 80—90%. В некоторых рудах присутствуют и окисленные минералы, но в таком небольшом количестве, при котором они практически не влияют на технологию обработки.

Характерной чертой окисленных руд является наличие в них окислов железа. Ряд руд содержит окисленные минералы других металлов; а также шламистые (глинистые) компоненты. Сульфиды в рудах практически отсутствуют или находятся в незначительном количестве и не оказывают влияния на технологию.

Частично окисленные руды наряду с сульфидными содержат окисленные минералы железа и других металлов.

Некоторые компоненты руд, не имеющие промышленного значения вследствие низкого содержания или своих свойств, осложняют технологию обработки. Такими компонентами являются: минералы меди (кроме халькопирита и хризоколлы) и сурьмы, пирротин, элементарный селен или селенаты, углистые вещества, теллур и легкошламующиеся минералы. Руды, содержащие указанные компоненты, называются соответственно медистыми, сурьмянистыми, пирротинистыми, селенистыми, углистыми, теллуристыми и шламистыми.

Медные минералы, в первую очередь самородная медь, куприт, малахит, азурит, халькозин (с содержанием в руде по меди 0,2—0,3%), вызывают большой расход цианида при цианировании, затрудняют осаждение золота из растворов и нередко вынуждают отказываться от этого способа. Осложняют процесс цианирования минералы сурьмы, пирротин, селен в элементарной форме или в форме селенатов. Углистые руды также являются трудным объектом для цианирования, так как углистые вещества адсорбируют растворенное золото. Теллуристые руды содержат часть золота в форме теллуридов — калаверита, сильванита, петцита и др. При

Типы золотых и комплексных золотосодержащих руд

Типы, выделенные по признаку наличия промышленно ценных компонентов	Подтипы, выделенные по степени окисления	Разновидности, выделенные по наличию компонентов, осложняющих технологию обработки	Характеристика золота по крупности	Основные способы обработки руд ¹
Золотые	Первичные	Без осложняющих компонентов	Крупное и мелкое	Цианирование; редко флотация
		Сурьмянистые	То же	Цианирование или флотация; иногда флотация с цианированием хвостов
		Углистые	Полидисперсное	
	Частично окисленные	Без осложняющих компонентов	Крупное и мелкое	Флотация; редко специальные методы цианирования или селективная флотация углистых веществ с цианированием хвостов
		Медистые	То же	Цианирование; редко флотация
		Шламыстые	»	Флотация или флотация с цианированием хвостов
		Без осложняющих компонентов	»	Флотация или цианирование; иногда флотация или цианирование с предварительным обесшламливанием
		Медистые	»	Цианирование
		Селенистые	»	Флотация с цианированием хвостов; редко специальные методы цианирования
	Окисленные	Без осложняющих компонентов	»	Цианирование по специальному режиму
		Медистые	»	
	Золотые	Окисленные	Шламыстые	То же
Мелкое и тонкодисперсное				
Золото-пиритные	Первичные	Без осложняющих компонентов	Полидисперсное	Флотация; редко цианирование
			Крупное и мелкое	
			Мелкое и тонкодисперсное	
		Теллуристые	То же	
		Углистые	»	
	Шламыстые	»	Коллективная флотация углистых веществ и сульфидов	
	Частично окисленные	Без осложняющих компонентов	»	Флотация по специальному режиму
		Теллуристые	»	Флотация; редко цианирование или флотация с цианированием хвостов
Теллуристые		»	Цианирование с флотацией хвостов в кислой среде	

Типы, выделенные по признаку наличия промышленно ценных компонентов	Подтипы, выделенные по степени окисления	Разновидности, выделенные по наличию компонентов, осложняющих технологию обработки	Характеристика золота по крупности	Основные способы обработки руд ¹
Золото-мышьяковые	Первичные	Без осложняющих компонентов	Полидисперсное	Коллективная флотация (иногда с цианированием хвостов) или цианирование с флотацией хвостов
			Крупное и мелкое	
			Мелкое и тонкодисперсное	
Золото-серебряные	Первичные, частично окисленные и окисленные	Без осложняющих компонентов	Крупное и мелкое	Цианирование или коллективная флотация
		Марганцовистые	То же	Флотация; редко сернистокислотное выщелачивание марганца с последующим цианированием
Золото-медные	Первичные	Без осложняющих компонентов	Полидисперсное	Селективная флотация с получением золото-медного концентрата или золото-медного и пиритного концентратов
		Мышьяковистые	То же	
	Частично окисленные	Без осложняющих компонентов	»	Селективная флотация с получением золото-медного концентрата; редко кислотное выщелачивание меди с последующей цементацией ее железом и флотацией цементной меди, золота и сульфидов
	Окисленные	То же	Крупное и мелкое	Кислотное выщелачивание меди с последующей цементацией ее железом и флотацией цементной меди и золота
Золото-сурьмяные	Первичные	»	Полидисперсное	Селективная или коллективно-селективная флотация с получением золото-пиритного и сурьмяного концентратов
			Мелкое и тонкодисперсное	
Золото-урановые	Первичные	Без осложняющих компонентов	Крупное и мелкое	Цианирование с последующим выщелачиванием урана или флотация с получением золото-уранового концентрата
			Полидисперсное	
Золото-полиметаллические	То же	То же	То же	Селективная флотация, иногда с цианированием некоторых продуктов (хвостов, пиритных концентратов и др.)
			Мелкое и тонкодисперсное	
			Тонкодисперсное	

¹ При наличии крупного золота, как правило, используют гравитационные способы обогащения.

цианирование такое золото с трудом переходит в раствор, что вынуждает обрабатывать теллуристые руды специальными методами.

Присутствующие в рудах шламообразующие компоненты (талык, глинистые минералы, сланцы и др.) затрудняют дробление, сгущение, флотацию и фильтрование. Поэтому эти руды обрабатывают, используя специфичные приемы.

В рудах различают около 20 минеральных форм золота (см. приложение 1). Наибольший промышленный интерес имеет самородное золото, представленное различными по величине, составу, форме и структуре металлическими частицами в ассоциации со многими минералами, чаще всего с кварцем, пиритом, арсенопиритом, баритом [86, 132].

Учитывая поведение в технологических операциях, частицы золота по крупности разделяют на: крупные (крупнее 70 мкм), мелкие (мельче 70, но крупнее 1 мкм) и тонкодисперсные (мельче 1 мкм). Иногда в крупном золоте целесообразно выделить очень крупное — крупнее 0,5—0,6 мм.

Крупное золото при измельчении руд освобождается от связи с минералами (свободное золото), легко улавливается при гравитационном обогащении, но плохо флотирует и требует продолжительного цианирования.

Мелкое золото в измельченной руде частично находится в свободном состоянии, частично — в сростании с минералами (в сростках). Свободное мелкое золото хорошо флотирует, быстро растворяется при цианировании, но с трудом обогащается гравитационными методами. Мелкое золото в сростках также успешно растворяется при цианировании, а флотация его определяется флотационной способностью связанного с ним минерала. При флотации с сульфидрильными собирателями золото в сростках с сульфидами флотирует хорошо, а в сростках с несulfидными минералами — только при определенном соотношении между вскрытой поверхностью золота и поверхностью связанного с ним минерала.

Тонкодисперсное золото при измельчении руд вскрывается незначительно; основная масса его остается в минералах. В процессах гравитационного и флотационного обогащения такое золото, естественно, извлекается вместе с минералами-носителями. Если золото заключено в сульфидах, то цианированием оно извлекается лишь после разложения сульфидов — обычно после окислительного обжига. Золото из плотных несulfидных минералов, чаще всего кварца, можно извлечь только плавкой. В некоторых рудах тонкодисперсное золото заключено в пористых несulfидных минералах — гидроокислах железа, карбонатах. В этом случае золото выщелачивается цианистыми растворами даже из весьма грубо измельченного материала.

Первичные и частично окисленные золотые руды обычно содержат крупное золото (см. табл. 1). Крупное и мелкое золото присутствует в золото-урановых и золото-урано-пиритных рудах. С увеличением содержания сульфидов в рудах обычно возрастает

доля тонкодисперсного золота. В золото-пиритных рудах такое золото составляет в среднем 10—15%, в золото-медных, золото-мышьяковых и золото-сурьмяных — до 30—50%, а в некоторых золото-полиметаллических рудах практически все золото представлено тонкодисперсными частицами. Поэтому в технологии обработки этих руд возрастает роль флотации, обжига и плавки и уменьшается значение гравитационных методов обогащения и цианирования.

Геометрическая форма и структура частиц золота также влияет на поведение его в некоторых технологических операциях. Так, при гравитационном обогащении лучше извлекаются изометричные и монолитные частицы, чем частицы с развитой поверхностью или губчатые. При цианировании, наоборот, быстрее растворяются частицы золота с более развитой поверхностью, в том числе и губчатые. Флотируются лучше пластинчатые и чешуйчатые частицы.

В состав природного золота всегда входят примеси: серебро, медь, железо, висмут, ртуть и др. Физико-химические свойства золота с примесями отличаются от свойств чистого золота: примеси уменьшают удельный вес частиц золота, изменяют структуру, золото становится менее благородным в химическом отношении. Примеси железа придают золоту магнитные свойства. Различия золота по составу заметно проявляются в процессах флотации и цианирования. Примеси понижают флотационную способность золота, и тем больше, чем легче они окисляются. При цианировании скорость растворения золота уменьшается с увеличением в нем содержания серебра или меди; причем присутствие меди замедляет растворение в большей степени, чем присутствие серебра.

Теллуриды золота, будучи хрупкими, переизмельчаются и плохо обогащаются гравитационными методами. Они хорошо флотируют даже в присутствии цианида и извести. В цианистом растворе теллуриды растворяются медленнее, чем золото. При обжиге они образуют легкоплавкие соединения, препятствующие вскрытию золота.

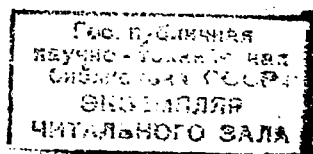
Большое значение для технологии имеет состояние поверхности золота. Часто частицы золота имеют поверхностные покрытия, состоящие из окислов железа и марганца, аргентита, ковеллина, галенита, каолинита и некоторых других минералов. Покрытия, кроме природного происхождения, появляются также в результате механического затирания поверхности золота твердыми частицами при измельчении. Как правило, золото с покрытиями флотирует хуже, чем золото с чистой поверхностью. При гравитационном обогащении крупное золото с покрытиями попадает в концентрат, однако извлечение такого золота из концентрата по обычной технологии (амальгамацией) затруднительно. Если покрытия сплошные и плотные (непроницаемые для раствора), то золото не растворяется при цианировании. Если покрытия пористы или занимают лишь часть поверхности золота, то цианирование возможно, но протекает медленно.

Характеристика золота в измельченных рудах

Крупность золота	Характеристика основной массы золота по связи с минералами	Основные разновидности золота			
		по форме	по структуре	по составу	по характеру поверхности
Крупное (+70 мкм)	Свободное	Изометричное	Монолитное	Высокопробное (проба выше 900)	С чистой поверхностью
		Пластинчатое и чешуйчатое	Губчатое	Низкопробное (проба от 700 до 900)	С поверхностью, частично занятой покрытиями
		Палочковидное		Электрум (проба ниже 700)	Со сплошными пористыми покрытиями
		Неопределенной формы		Медистое (меди больше 2%) Теллуриды	Со сплошными плотными покрытиями
Мелкое (-70+1 мкм)	То же	То же	То же	То же	То же
	В сростках с минералами	сульфидными несульфидными			
Тонкодисперсное (-1 мкм)	Заключенное в минералах	сульфидных			
		несульфидных плотных			
		несульфидных пористых			

В табл. 2 приведена характеристика золота в измельченных рудах, в наибольшей степени определяющая поведение этого металла в различных технологических операциях.

Многообразие свойств золотых руд и рудного золота создает значительные трудности при изучении вещественного состава этих руд и разработке технологии извлечения из них ценных компонентов.



ОТБОР ПРОБ И ПОДГОТОВКА ИХ К ИССЛЕДОВАНИЯМ

§ 1. Выделение технологических типов руд и отбор проб на новых месторождениях

Отбор проб для технологических исследований и предшествующее этому выделение технологических типов руд на месторождении обычно выполняют геологи при участии или консультации обогатителей-исследователей. Эти сложные и ответственные работы, особенно выделение технологических типов руд, имеют для каждого месторождения свою специфику.

Ниже изложены общие, рассчитанные в основном на обогатителей, положения технологической типизации руд на месторождении и отбора проб для лабораторных исследований и полупромышленных испытаний.

Отбор проб для промышленных испытаний и методика проведения испытаний здесь не рассматриваются, так как эти работы в каждом конкретном случае выполняют по специальным программам.

Технологическая типизация руд. Отбор проб для технологических исследований (технологических проб) обычно начинают на стадии предварительной разведки месторождений [4, 43]. Перед началом работ рассматривают вопрос о целесообразности выделения на месторождении участков для отдельного опробования. Такие участки могут состоять из:

руд различных технологических типов, обработку которых необходимо вести по самостоятельным технологическим схемам или режимам;

руд с различным содержанием золота или других ценных компонентов (богатых, средних и бедных);

руд, добыча которых предполагается в первый и последующий этапы эксплуатации месторождения.

Иногда целесообразно отбирать пробы забалансовых руд, содержание золота в которых ниже предполагаемого бортового лимита.

Отбор и исследование одной (средней) пробы по всему месторождению во многих случаях считают недостаточным. Исследование нескольких проб обеспечивает более полную и достоверную технологическую оценку руд, что позволяет в дальнейшем правильно проектировать горные работы и технологическую схему фабрики.

При выделении технологических типов необходимо учитывать

следующие признаки руд (см. табл. 1): наличие в рудах помимо золота других ценных компонентов с промышленным содержанием, степень окисления руд, присутствие в рудах компонентов, осаживающих технологию обработки, и крупность золота.

Первые три признака на стадии предварительной разведки месторождения определяют аналитическими методами (спектральным, пробирным и химическим анализами) и в значительной степени визуально; крупность золота определяют при минералогических исследованиях и по результатам гравитационного обогащения.

Помимо указанных признаков, отражающих вещественный состав руд, необходимо учитывать также условия для селективной добычи руд каждого типа и величину запасов этих руд. Запасы должны быть такими, чтобы обеспечить работу предполагаемой фабрики или ее секции продолжительное время.

Необходимо отметить, что установить тип руды достоверно можно только после технологического исследования ее. Поэтому выполняемая на стадии предварительной разведки технологическая типизация не является окончательной и требует проверки и уточнения.

Проверку производят в процессе технологических исследований. В результате устанавливают, насколько правильно были выделены технологические типы руд по признакам вещественного состава. При этом может оказаться, что разнотипные (по предварительной типизации) руды можно обрабатывать по одной технологии и, следовательно, они принадлежат к одному типу. Такой вывод может быть сделан еще до завершения исследований; в этом случае руды, по согласованию с геологами, объединяют в определенном соотношении и исследуют смесь руд.

Кроме этого, в результате технологических исследований уточняют количественные значения признаков, по которым руды данного месторождения относят к тому или иному типу. Например, руды считают окисленными, если они содержат железо в форме окислов не менее 90% от общего количества этого металла; руды относят к медистым или углистым при условии присутствия в них соответственно более 0,3% окисленной меди или более 1% углистого вещества. Для руд некоторых типов дополнительными классификационными признаками могут быть технологические показатели обработки каким-либо одним процессом, например цианированием. По извлечению золота или по расходу цианида в данном случае можно судить о принадлежности руд к тому или иному технологическому типу.

Задача технологической типизации сложных многотипных руд на стадии предварительной разведки значительно облегчается, если сбор технологических проб и их исследование начинать на стадии поисково-разведочных работ, когда месторождение изучено очень мало, однако некоторые природные (естественные) типы руд обычно уже выявлены. Если обнаруженные руды предполагаются труднообогатимыми, но перспективными по запасам, то целесообразно

но от каждого природного типа руд отобрать штуфные технологические пробы весом 20—30 кг. Явными признаками трудной обогатимости руд являются: повышенное содержание мышьяка в виде арсенипирита (больше 2—3%), присутствие углистых веществ, окислов и карбонатов меди, минералов сурьмы. Исследованиями устанавливают вещественный состав проб, оценивают их обогатимость и определяют принадлежность к тому или иному типу.

Получаемые на стадии поисково-разведочных работ результаты технологических исследований имеют предварительный характер главным образом потому, что исследованию подвергают недостаточно представительные, частные пробы. Тем не менее эти результаты позволяют более правильно провести технологическую типизацию руд и дать им достоверную технологическую оценку.

На стадии детальной разведки технологические типы руд выделяют на основании геологоразведочных данных, результатов технологических исследований, горнотехнических и других условий. От руд выделенных типов отбирают технологические пробы, результаты исследований которых используют при подсчете запасов и проектировании промышленного предприятия.

Раздельная обработка руд различных технологических типов по сравнению с обработкой смеси их позволяет получать более высокие технологические показатели, но в то же время усложняет работу горного цеха и фабрики и удорожает добычу и обработку сырья. Поэтому при проведении технологических исследований необходимо стремиться к разработке такой технологии, которая позволила бы обрабатывать без снижения технологических показателей все руды месторождения или выделять для раздельной обработки минимальное число типов. Практически при эксплуатации многих месторождений обрабатывают руды по одной технологии, без разделения их на типы. На меньшей части месторождений для раздельной обработки выделяют два, реже три типа руд. Наиболее часто выделяют типы руд по степени окисления.

Технологические пробы на стадии предварительной разведки (малые пробы) отбирают специальными выемками в виде борозд или задинок в стенках, кровле или почве выработок, вскрывающих рудное тело [68, 91]. При разведке мощных рудных тел большим количеством скважин колонкового бурения материалом для проб может быть половина или четвертая часть керна. Однако, пробы из керна мало представительны, в частности вследствие того, что в их состав не входит разрушенная часть материала. Кроме того, обычно ограниченное количество керна не позволяет составить достаточные по весу пробы.

Для большей представительности проб материал необходимо отбирать не в одном месте, а в нескольких, по возможности равномерно расположенных по площади распространения опробуемой руды. Представительность пробы — неперенное условие для начала технологического исследования. Известны случаи, когда в результате неперенности проб результаты исследований поч-

ти полностью обесценивались и освоение месторождения затягивалось. При опробовании золоторудных месторождений частой ошибкой является получение проб с завышенным содержанием золота.

Для малых технологических проб следует брать руду без примеси вмещающих пород, но со всеми безрудными прослоями, находящимися внутри рудного тела, если отдельная выемка этих прослоев при эксплуатации месторождения невозможна или нецелесообразна. При опробовании маломощных рудных тел, разработка которых невозможна без засорения руды вмещающими породами, отбирают пробу руды и пробу вмещающих пород. Одновременно определяют предполагаемые пределы разубоживания и заносят эти данные в прилагаемую к пробе объяснительную записку, на основании которой в лаборатории будут составлены и исследованы соответствующие смеси руд с вмещающими породами.

Вес малой технологической пробы должен быть равным 0,6—1,2 т. Однако он может быть увеличен, и тем выше, чем сложнее по вещественному составу руда, чем крупнее золото и чем менее равномерно распределено оно по отдельным кускам руды. Крупность кусков в пробе не должна быть более 30—40 мм. Если материал крупнее, то его подвергают грохочению на грохоте с отверстиями указанного размера; верхний продукт додрабливают. Составлять пробы из мелкого материала (мельче 20—25 мм) нежелательно, так как на такой пробе трудно исследовать сортировку и обогащение в тяжелых суспензиях. Кроме того, мелкий материал быстрее окисляется.

Проба вмещающих пород должна иметь вес 40—50 кг и крупность не мельче руды.

Пробу руды после контрольного опробования на золото и другие характерные для нее компоненты делят на две приблизительно равные части, одну из которых отправляют на исследование, а другую оставляют на месторождении в качестве дубликата. Дубликат может потребоваться при утере или порче пробы или при расширении объема исследований.

На каждую технологическую пробу составляют паспорт и объяснительную записку.

Требования к содержанию этих документов, а также условия затаривания и отправки проб изложены в специальных руководствах [68, 100].

Технологические пробы, отбираемые на стадии детальной разведки (большие пробы), предназначены как для лабораторных, так и для полупромышленных испытаний (табл. 3). Вес проб определяют обогатители в зависимости от производительности опытной фабрики, на которой будут проведены испытания, а также от содержания испытаний. Проба должна быть больше по весу, если в число исследуемых операций входят сортировка, бесшаровое измельчение и обогащение в тяжелых суспензиях. Практически на

Технологические пробы на различных стадиях изучения золоторудных месторождений

Стадия изучения	Проба и назначение	Вес проб для исследования, кг	Число проб	Основные задачи технологического исследования
Поисково-разведочные работы ¹	Частные, для лабораторных исследований	20—30	По числу природных (естественных) типов руд	Предварительное определение вещественного состава; качественная оценка обогатимости; предварительная технологическая типизация проб
Предварительная разведка	Малые, для лабораторных исследований	300—600	1—3 пробы от руды каждого технологического типа ²	Определение вещественного состава, принципиальной схемы обработки и основных технологических показателей; технологическая типизация проб
Детальная разведка	Большие, для лабораторных исследований и полупромышленных испытаний	В зависимости от содержания и масштаба полупромышленных испытаний	По числу технологических типов руд	Уточнение вещественного состава; определение полной схемы обработки и всех технологических показателей, необходимых для подсчета запасов руд и проектирования промышленного предприятия.

¹ На стадии поисково-разведочных работ технологические пробы отбирают лишь при условии, что обнаруженные руды являются труднообогатимыми и перспективными по запасам.

² Отбирают 2 или 3 пробы тогда, когда на месторождении выделены участки руд с различным содержанием золота и других ценных компонентов (руды богатые, средние, бедные).

исследования направляют пробы весом не менее 8—10 т, а некоторые из них достигают веса в несколько сотен тонн.

Для отбора больших технологических проб проводят специальные выработки, небольшие высечки или восстающие в нескольких местах по площади распространения руды. В пробу отбирают всю рудную массу, т. е. смесь руды с вмещающими породами, причем в таком соотношении, в котором она будет поступать в процессе эксплуатации на фабрику. Если по результатам исследований малой пробы сортировка рудной массы признана целесообразной, то на большой пробе перед началом полупромышленных испытаний эту операцию следует изучить в лабораторных и укрупненных масштабах. В этом случае сортировка будет изучена более тщательно, чем на месторождении и автоматическими методами — фотометрическим, радиометрическим и др.

Крупность материала большой пробы в каждом случае согласовывают с исследователями. Если предусмотрены испытания таких операций, как бесшаровое измельчение или промывка, то дробление материала исключается.

Если на стадии детальной разведки можно определить источник водоснабжения будущей фабрики, то желательно отобрать пробу воды, проанализировать ее и результаты сообщить лаборатории, где будут исследовать руду. В лаборатории воду соответствующего состава можно приготовить искусственно и испытать в некоторых технологических операциях.

На большие пробы, а также и на малые, составляют паспорта и объяснительные записки.

Отбор технологических проб требует сознательного и аккуратного отношения к работе. Пробы нельзя отбирать от руд, долгое время пролежавших в магазинах под землей или в штабелях на поверхности. За время длительного хранения в руде могут произойти существенные изменения: окисление сульфидов, выщелачивание некоторых компонентов, изменение физических свойств глинистых составляющих. Отобранные пробы глинистых руд не рекомендуется чрезмерно высушивать, так как некоторые глины необратимо изменяют свои свойства (сгущаемость) даже после воздушной сушки. Такие пробы целесообразно транспортировать и хранить в герметично закрытой таре, например в полиэтиленовых мешках.

При отборе и обработке проб нельзя допускать потерь мелочи, которая нередко обогащена золотом или содержит существенно влияющие на технологию компоненты. Необходимо совершенно исключить засорение проб посторонними материалами, например древесным углем.

Известны случаи, когда в результате попадания в пробы древесного угля, являющегося активным сорбентом растворенного в цианиде золота, показатели цианирования резко снижались и пробы браковались.

§ 2. Отбор проб на эксплуатируемых месторождениях и фабриках

На эксплуатируемых месторождениях технологические пробы для лабораторных исследований можно отбирать так же, как и в условиях разведки — специальными выемками в выработках, вскрывающих рудное тело, а в отдельных случаях — от керна. При этом наряду с разведочными и подготовительными выработками могут быть использованы и очистные.

Технологические пробы, отбираемые на эксплуатируемых месторождениях, должны состоять из рудной массы в том виде, в каком она подается на фабрику. Если на фабрике существует сортировка, то исследователи проводят эту операцию на отобранной пробе.

Способ выемок, основанный на взятии материала бороздой или задишкой, обеспечивает получение сравнительно мелкого материала, трудно поддающегося сортировке. В связи с этим выемки лучше применять к месторождениям, руды которых при добыче разубоживаются незначительно и в сортировке нет необходимости.

Более точным и универсальным способом является опробование добытой на месторождении рудной массы. Пробы можно отбирать непосредственно в забое после отпалки (из навала), из вагонеток, из разгрузочного люка бункера и т. д.

Большие технологические пробы на эксплуатируемых месторождениях отбирают, так же как и на разведываемых, проходкой специальных выработок, высечек и восстающих, а также из добываемой рудной массы.

На фабриках пробы обычно отбирают из руды потока последней стадии дробления. Пробы отбирают с ленточного конвейера сгребанием руды куском доски или от потока руды в месте разгрузки конвейера пересечением потока специальным ящиком. При сгребании руды часть мелочи может оставаться на ленте. Это недостаток данного метода. Второй метод обеспечивает более полный отбор материала. Пробы отбирают через каждые 20 или 30 минут в течение 6—10 смен. Чем менее постоянен состав руды, тем длительнее ведут пробоотбор. В некоторых случаях вследствие больших колебаний в содержании золота пробы отбирают в течение 10—15 суток.

Наиболее представительную пробу от обрабатываемой руды можно отобрать, если фабрика оборудована установкой для механического головного опробования. В этом случае пробу следует отбирать от получаемого на установке материала соответствующей крупности.

На фабриках для технологических исследований часто отбирают пробы пульпы от слива классификатора, нижних продуктов сгустителей, продуктов флотации, хвостов цианирования и др. Методы отбора проб пульпы и применяемые средства опробования описаны в работах [62, 102, 127]. Отбор проб на золотоизвлекательных фабриках имеет некоторые, отмеченные ниже особенности.

При отборе проб от слива классификатора необходимо иметь в виду, что золото в этом продукте и по количеству, и по качеству мало соответствует золоту в исходной руде. Основная масса крупного золота задерживается (аккумулируется) в мельнице и классификаторе, часть золота переходит в слив классификатора в сильно деформированном или измельченном виде, часть — механически связана с тонкодисперсным железом. Сказанное относится ко всем золотым и комплексным золотосодержащим рудам, в которых есть крупное или мелкое золото.

При опробовании золотосодержащих пульп необходимо учитывать, что золото концентрируется в древесной щепе, стальном скрапте, пене на поверхности сгустителей и некоторых других продуктах. Выбрасывать из проб подобные продукты не следует.

Небольшие пробы с заданной глубины сгустителя или перемешивателя удобно отбирать специальной глубинной пробником конструкции автора (рис. 1). Пробник позволяет брать пробы пульпы или раствора с глубины до 3,5 м.

Свои особенности имеет техника опробования цианистых пульп. Пробы цианистых пульп нельзя отбирать в посуду из оцинкованного железа или алюминия, так как эти металлы осаждают растворенное в цианистом растворе золото. Отобранную единичную пробу необходимо обрабатывать (обезвреживать, промывать и т. д.), не дожидаясь отбора других проб; в противном случае в пробе произойдет дорастворение золота.

Нередко появляется необходимость отбора технологических проб от отвалов руды или измельченных материалов (хвостов амальгамации, флотации и др.) в хвостохранилищах. На поверхности отвалов намечают сетку и в узлах ее отбирают пробы. Из рудных отвалов пробы берут проходкой шурфов, а из отвалов измельченного материала — бурами или шупами различных типов.

Пробы хвостов из отвалов целесообразно отбирать по отдель-

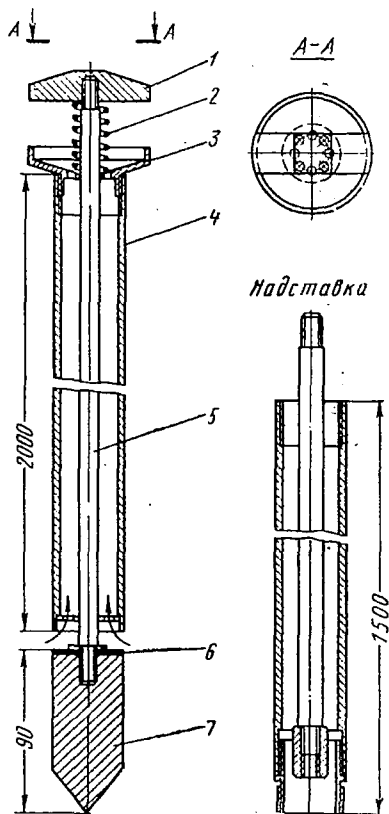


Рис. 1. Глубинный пробник для пульп и растворов

1 — ручка; 2 — пружина; 3 — втулка-воронка; 4 — труба; 5 — стержень; 6 — резиновая прокладка; 7 — клапан

ным частям хвостохранилища, например головной, средней и хвостовой. Хвосты в головной части обычно обогащены крупным золотом, амальгамой, тяжелыми минералами, что нередко вынуждает рекомендовать для их обработки иную технологию, чем для материала других частей.

§ 3. Подготовка проб к исследованиям

Подготовка малых проб включает операции дробления, измельчения, сокращения и отбора навесок для лабораторных технологических исследований и различных анализов. Подготовку производят по заранее разработанной схеме. Для разработки схемы необходимо:

проверить указанный в паспорте вес исходной пробы и размер наибольших кусков руды; рассчитать, соответствует ли начальный вес пробы допустимому минимальному весу;

выбрать коэффициент к формуле для расчета минимального веса порций руды, получаемых при сокращении пробы;

наметить технологические операции, которые необходимо испытать, и установить (ориентировочно) вес руды для таких испытаний и ее крупность;

установить, какие анализы потребуются для изучения вещественного состава руды: сколько для этого понадобится материала и какой крупности.

Соответствие начального веса пробы минимальному проверяют по формуле, используемой геологами при подготовке пробы. За размер наибольшего куска следует принимать среднюю величину измерений куска по трем осям. Если окажется, что вес пробы меньше минимального, то представительность пробы ставится под сомнение и вопрос о целесообразности проведения исследования решается совместно с геологами.

При сокращении технологических проб минимальный вес выделяемых порций обычно определяют по формуле

$$Q = kd^2,$$

где Q — минимальный вес порции, кг;

k — коэффициент, зависящий от степени неравномерности содержания (вкрапления) золота в разных кусках (частичах) руды;

d — диаметр наибольших кусков (частиц) руды, мм.

К сожалению, значения коэффициента k для золотых руд по данным разных исследователей весьма различны и колеблются от десятых долей до 3—4 единиц и более. Экспериментально эти значения мало обоснованы. При сокращении руды мельче 2—3 мм достоверность рекомендуемых значений коэффициента еще меньше и в этом случае применять указанную формулу нецелесообразно. Очевидно, необходимы специальные исследования для разработки ме-

тогда определения минимального веса порций, выделяемых при сокращении технологических проб золотых руд различных типов.

Для получения надежных результатов при составлении схем сокращения проб можно рекомендовать данные табл. 4, составленной на основании опыта ЦНИГРИ и результатов исследований П. Л. Каллистова [42] и Н. В. Барышева [7].

В табл. 4 показана зависимость коэффициента k и минимального веса пробы от степени неравномерности вкрапления золота и его крупности. Вкрапленность золота почти во всех золотых рудах более или менее неравномерна. В одних рудах обогащен золотом кварц по сравнению со сланцами или карбонатами, в других кварц во много раз беднее сульфидов или гидроокислов железа. В некоторых рудах с весьма неравномерной вкрапленностью одни минералы содержат золота в 6—8 раз больше, чем другие. Неравномерность содержания золота в различных кусках руд возрастает с увеличением крупности частиц металла.

Влияние крупности золота на распределение его в руде объясняется освобождением в процессах дробления и измельчения от связи с другими компонентами, в результате которого обогащаются мелкие фракции. Наиболее интенсивно освобождается золото при измельчении руд крупностью 2—3 мм и мельче. Причем, в процессе измельчения частицы золота в силу своей пластичности мало изменяются по величине. В результате закономерность, на которой базируется уравнение $Q = kd^2$, нарушается. Поэтому при сокращении мелкого материала минимальный вес проб принимают по практическим данным (табл. 4).

Таблица 4
Данные к составлению схем сокращения технологических проб золотосодержащих руд

Характеристика руд	Значение k для руд с крупностью максимальных кусков (частиц) больше 2—3 мм	Минимальный вес проб для руд мельче 2—3 мм, кг
С неравномерной вкрапленностью золота:		
без крупного золота .	0,1	0,2—0,3
с крупным и очень крупным золотом .	0,2	0,5—0,6
С весьма неравномерной вкрапленностью золота:		
без крупного золота .	0,3	0,5—0,6
с крупным и очень крупным золотом . .	0,4—0,5	0,8—1,0

Для расчетного определения минимального веса проб различных материалов предложены формулы, учитывающие размер наибольших частиц, гранулометрический состав материала, содержа-

ние полезного компонента в материале и в наиболее крупных сростках, размер вкраплений полезного минерала и заданную точность сокращения [49, 116, 117]. Эти формулы позволяют составлять надежные схемы сокращения проб, но требуют многих исходных данных, сложны и для повседневного использования малопримемлемы.

В процессе исследований малых технологических проб обычно испытывают отсадку, цианирование и флотацию. Для этих операций необходимо подготовить 100—200 кг руды. Крупность подготовленных собственно золотых, а также окисленных руд может быть —2 или —1 мм. Руды, содержащие сульфидные минералы, во избежание чрезмерного окисления следует хранить при крупности —10 или —6 мм и дробить до 1—2 мм такую по весу порцию, которая будет израсходована на эксперименты в течение 4—5 дней. Наиболее активно окисляются пирротин, сфалерит, халькозин, более устойчив к окислению пирит. Окисление резко возрастает во влажном воздухе, а также с повышением температуры и тонкости материала. Окисляемость сульфида зависит и от того, с каким минералом он контактирует. Например, сфалерит быстрее окисляется тогда, когда он находится в контакте с другими сульфидами, особенно с пиритом.

Эти данные следует учитывать при хранении проб.

Для выявления необходимости сортировки и обогащения в тяжелых суспензиях, а также для определения гранулометрического состава пробы достаточно 30—50 кг руды исходной крупности (—30 или —40 мм).

Для пробирного, фазового, минералогического и других анализов необходимо 8—10 кг руды крупностью —1 или —2 мм. Для макроскопического изучения и изготовления шлифов достаточно 20—30 кусков руды исходной крупности.

Принципиальная схема подготовки пробы к исследованию показана на рис. 2. Схема составлена для руды с неравномерной вкрапленностью золота, причем в руде присутствуют крупные и очень крупные частицы металла. Коэффициент k для такой руды равен 0,2. В этих условиях исходную пробу можно сокращать. После сокращения от одной части руды отбирают методом вычерпывания частную пробу для исследований, требующих материала исходной крупности. От частной пробы отбирают навески, при необходимости добавляют к ним в соответствующей пропорции вмещающие породы и испытывают такие операции, как промывка, сортировка, обогащение в тяжелых суспензиях и др. Остатки руды от этих испытаний можно включить в состав запасной пробы, если это не изменит ее состава. Запасная проба может оказаться необходимой для более детального изучения сортировки и обогащения в тяжелых суспензиях или для продолжения испытаний флотации, цианирования и других способов обработки.

Если по условиям сохранения минимального веса пробы сокращение без предварительного дробления производить нельзя, то частную пробу следует отбирать от исходной руды. Остатки от ис-

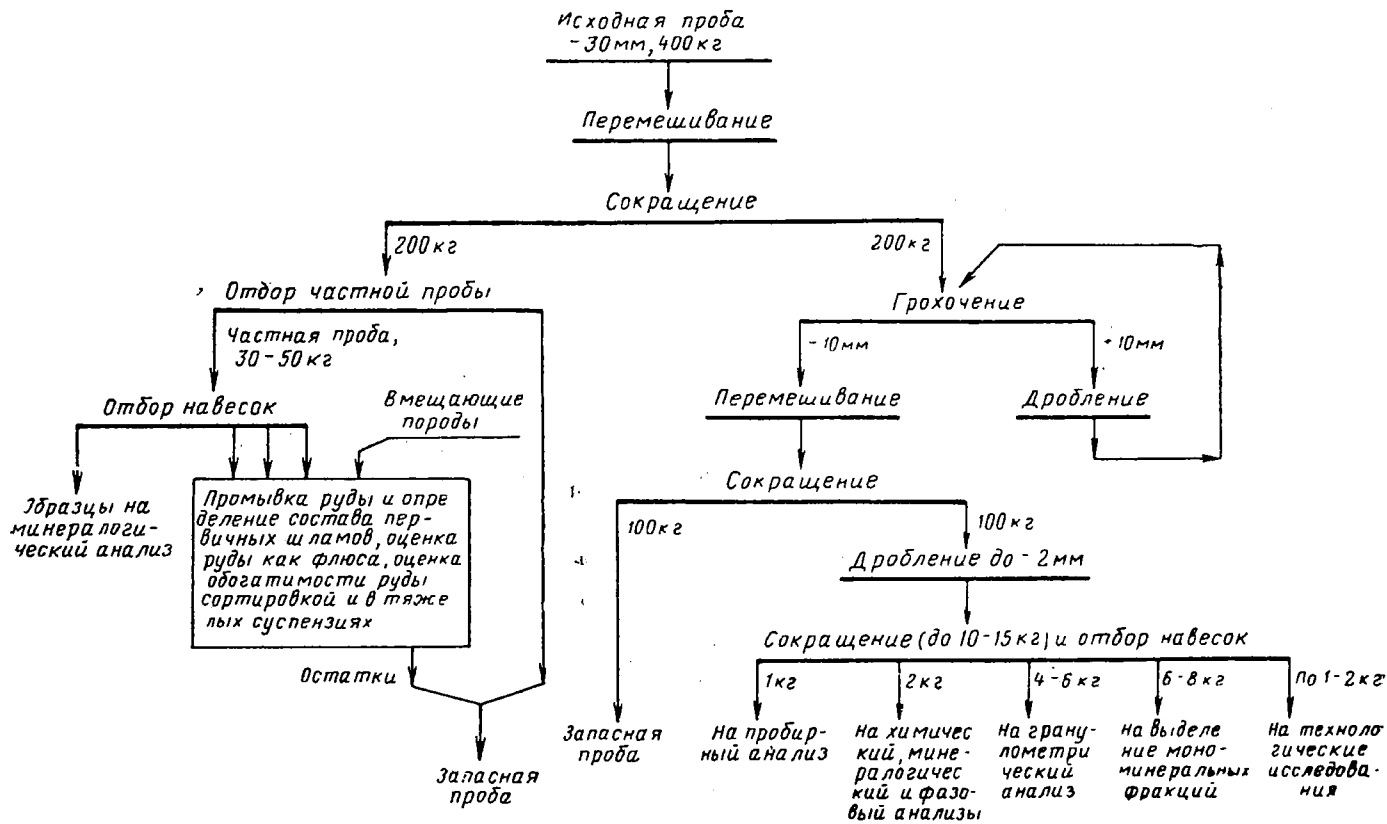


Рис. 2. Принципиальная схема подготовки пробы руды к лабораторным исследованиям

следований частной пробы в этом случае необходимо включать в основную пробу перед ее дроблением.

Подсушку проб при подготовке их к исследованиям производят тогда, когда влажность затрудняет дробление, грохочение или сокращение. Для технологических проб, как правило, используют лишь воздушную подсушку. Для этого пробу раскладывают слоем толщиной не более 30—40 мм на бетонной, металлической или гладкой деревянной поверхности под навесом или в теплом, хорошо проветриваемом помещении. Чтобы ускорить подсушку, материал периодически перемешивают совком или лопатой. Нельзя пересушивать пробу, так как это вызывает пыление в последующих операциях обработки. Следует иметь в виду, что интенсивная подсушка пробы происходит при дроблении.

Чрезмерно сухую пробу увлажняют, разбрызгивая над ней воду.

Дробление проб до крупности 8—10 мм производят в щековых дробилках лабораторных или полупромышленных размеров. Пробы с крупностью кусков не более 10—15 мм дробят в валковых дробилках. Эти дробилки позволяют получать материал —2 и даже —1 мм.

Предварительное или проверочное грохочение проб производят на механических или ручных грохотах. Просеивание руды мельче 2 мм, содержащей крупное и очень крупное золото, нежелательно, так как частицы золота могут застревать в сетке. Контрольное просеивание в этом случае следует проводить на небольшой порции. Если материал порции окажется еще недостаточно мелким, то повторному дроблению подвергают всю пробу.

Измельчение проб крупностью —2 мм чаще всего осуществляют в водной среде в цилиндрических шаровых или стержневых мельницах. Дисковые истиратели для золотых руд менее пригодны вследствие потерь в них материала и повышенного (в условиях сухого измельчения) загрязнения поверхности золота.

На рис. 3 показана используемая в ЦНИГРИ цилиндрическая мельница с валками из монолитной резины на стальных осях. Внешняя поверхность мельницы для звукоизоляции футерована резиной. Валки рассчитаны на две мельницы и имеют три скорости вращения. Благодаря использованию оригинальной клиноременной передачи валки отличаются малыми габаритами и работают сравнительно бесшумно. Дробящей средой являются стальные стержни различного диаметра (от 10 до 20 мм) или шары размером 15—20 мм. Объем стержней в мельнице составляет 40—45% общего объема. В мельницу сначала загружают стержни, затем наливают 0,8—1 л воды и загружают 1 кг руды. После измельчения открывают крышку и обмывают струей воды концы стержней, не вынимая их из мельницы; затем стержни по одному вынимают и обмывают над мельницей. После того как все стержни вынуты, измельченный материал из мельницы переводят в приемник и используют по назначению.

Весьма удобны для измельчения навесок до 3 кг мельницы с по-

воротной осью института Механобр. Способность этих мельниц наклоняться облегчает их разгрузку и промывку.

Повысить степень измельчения пробы в стержневых или шаровых мельницах можно повышением продолжительности измельчения или увеличением загрузки измельчающей среды с соответствующим увеличением размера мельницы. В практике обычно используют первый способ. Второй способ целесообразен тогда, когда слишком

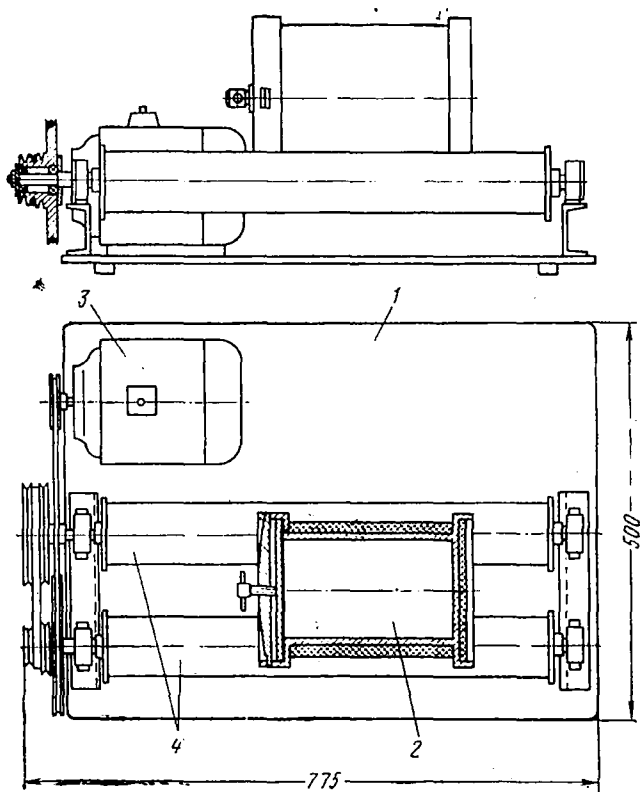


Рис. 3. Лабораторная мельница с валками конструкции Р. В. Сиротинского:
1— основание; 2— мельница 125×225 мм; 3— электродвигатель АОЛ/21-4; 4— валки

длительное измельчение пробы приводит к заметному окислению материала и изменению его технологических свойств, например флотационных.

Перед началом технологических испытаний (перед флотацией, цианированием и др.) целесообразно иметь график, выражающий зависимость между продолжительностью измельчения и крупностью материала, обычно характеризующую ситом, через которое

проходит 95—98% материала, и выходом класса —0,071 мм. Для построения графика проводят 3—4 опыта с различной продолжительностью измельчения, например 10, 15, 20 и 25 мин. После измельчения руду просеивают через крупные сита (0,4, 0,315, 0,2, 0,14 мм) для определения верхнего предела крупности. Затем пульпу сокращают до навески твердого 150—200 г, сушат, отбирают навеску 100 г и промывают ее через сито 0,071 мм. Остаток на сите высушивают и взвешивают. По разности определяют количество материала —0,071 мм и долю этого материала (в процентах) во всей навеске. По оси абсцисс на графике откладывают время измельчения, а по оси ординат — содержание класса —0,071 мм. По графику можно определить необходимую продолжительность измельчения для получения материала с заданным содержанием класса —0,071 мм.

Для сухого измельчения небольших проб в лабораториях часто используют вибрационный стаканчиковый истиратель конструкции А. И. Макарова и Б. Н. Федорова (институт Механобр). Материал в этом истирателе измельчается в четырех стальных стаканчиках с роликами. Стаканчики при работе находятся в энергичном колебательно-вращательном движении. Истиратель позволяет за несколько минут измельчать руды до весьма тонкого состояния. Однако для золотосодержащих руд истиратель можно применять лишь в отдельных случаях из-за ограничения веса измельчаемой навески (не больше 100 г) и отрицательного действия сухого измельчения на частицы золота.

Измельчение в стальных мельницах сопровождается неизбежным переходом в измельчаемую руду дисперсного железа. Часть железа окисляется и изменяет состав жидкой фазы пульпы. Если переход железа в навеску нежелателен, измельчение проводят в фарфоровых цилиндрических мельницах с фарфоровыми шарами. Мельницы вращаются на валках. Кроме фарфоровых мельниц используют фарфоровые или агатовые ступки. Установки с механическими ступками созданы в институтах ВИМС и ВНИИЦветмет [37, 134].

Установка ВНИИЦветмета представляет собой батарею (до шести штук) работающих от одного привода фарфоровых ступок. Конструкция позволяет запускать в работу и регулировать каждую ступку отдельно. Установка истирает материал исходной крупности —2 мм, максимальный вес навески 200 г. В 1 ч можно обрабатывать 60 проб, что в 12—15 раз выше производительности одного лаборанта при ручной растирке проб.

Чтобы получить наиболее однородный материал, пробы перед сокращением перемешивают. Перемешивают пробы золотосодержащих руд обычно способами кольца и конуса и перекатывания. Применение того или иного способа зависит от крупности руды и веса пробы.

Способ кольца и конуса состоит в следующем (рис. 4): пробы из ящиков с помощью лопат или совков перебрасывают в одну кучу в

виде конуса. При этом необходимо материал с каждой лопаты высыпать точно на вершину конуса, чтобы куски скатывались равномерно по всей периферии конуса. Нельзя допускать смещения вершины конуса от первоначально выбранной оси. При насыпании конуса, если ось его будет наклонена в одну сторону, мелкий материал сконцентрируется на одной стороне. Лучшим способом сохранения положения оси конуса является насыпание его через воронку.

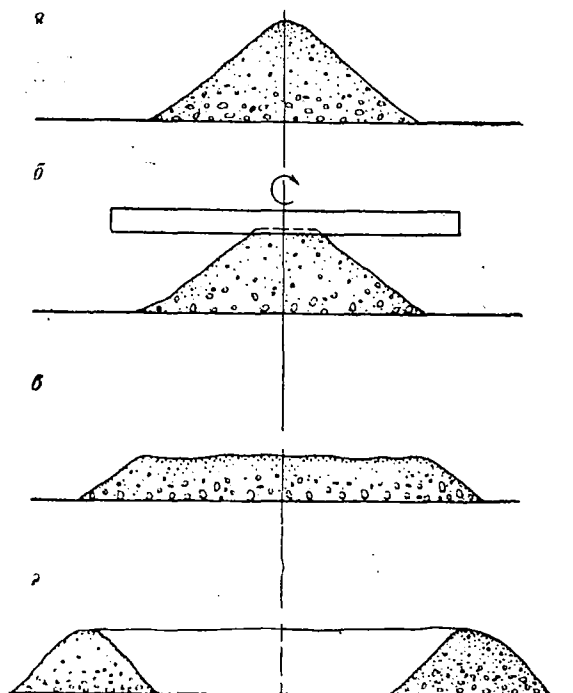


Рис. 4. Схема перемешивания пробы способом кольца и конуса;
 а — конус; б — развертывание конуса в диск; в — диск;
 г — кольцо

Воронка расположена в кольце на трех стойках или на консоли (рис. 5). Вторая конструкция позволяет устанавливать воронку над полом на желаемой высоте. В лаборатории необходимо иметь набор воронок, отличающихся друг от друга диаметром нижних отверстий.

Полученный из руды конус (см. рис. 4) рассыпают (развертывают) в диск вращением доски, поставленной ребром на вершину конуса. Затем материал из внутренней части диска, начиная с центра, отбрасывают лопатой на периферию диска так, чтобы в результате образовалось кольцо. Мелочь, оставшуюся внутри кольца, тщательно

но заматают и равномерно рассыпают по гребню всего кольца. Следующая операция заключается в перебрасывании материала из кольца опять в конус, образуемый внутри кольца. Материал забирают лопатами, продвигаясь по кругу вдоль внешней или внутренней линии кольца. Мелочь подметают и ссыпают на вершину конуса.

Перемешивание пробы по способу кольца и конуса обычно производят 2—3 раза. Способ не обеспечивает равномерного распределения в пробе кусков различной крупности. Наоборот, при насыпании конуса неравномерность усиливается за счет концентрации крупных кусков в нижней части конуса, а мелочи — по оси его. В связи с этим после перемешивания по способу кольца и конуса ма-

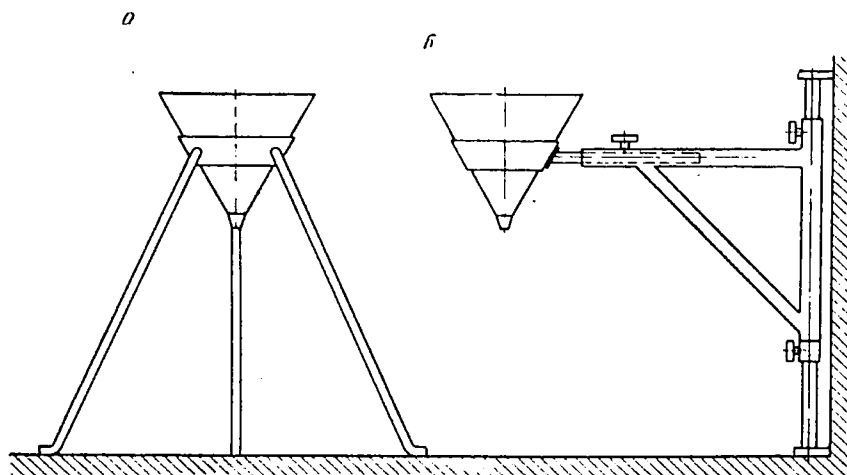


Рис. 5. Воронка для насыпания руды на конус:
а — воронка в кольце на трех стойках; *б* — воронка в кольце на консоли

териал можно сократить только квартованием, на результаты которого сегрегация в конусе не влияет.

Разновидностями этого способа являются способы последовательного образования конуса и диска (без кольца), конуса и кольца (без диска) и насыпание ступенчатого конуса. Для получения ступенчатого конуса сначала насыпают первый конус, объем которого составляет примерно половину всего объема пробы. Конус развертывают в диск доской. На диск насыпают второй конус меньшего размера, который также развертывают в диск. Затем из оставшегося материала насыпают третий, последний конус. В результате получают ступенчатый конус, сегрегация материала в котором меньше, чем в обычном. Дальнейшие операции с конусом проводят, как описано выше.

Способ перемешивания с насыпанием ступенчатого конуса требует больших затрат времени и труда и поэтому используется редко.

Перемешивание по способу перекачивания состоит в том, что расположенный на квадратной клеенке материал перекачивают попеременным поднятием углов клеенки и движением их в горизонтальном направлении к противоположному по диагонали углу. Для удовлетворительного перемешивания необходимо не менее 20—30 перекачиваний. Способ применим для перемешивания проб весом не более 20—30 кг с крупностью кусков не более 10 мм.

Основными способами сокращения проб являются квартование, вычерпывание и сокращение с помощью сократителей.

Квартование применяют после перемешивания пробы по способу кольца и конуса. Полученный в результате перемешивания конус разворачивают доской в диск и последний делят на четыре равные части двумя взаимно перпендикулярными линиями, проходящими через центр диска. Линии намечают доской с острым ребром. Более точно делят диск специальной крестовиной из металла. В пробу отбирают любые две противоположные четверти. Материал оставшихся четвертей является запасным. Полученную пробу перемешивают и вновь квартуют до получения проб минимального веса. При многократном квартовании целесообразно отбираемые в пробу четверти чередовать. Квартованием можно сократить пробу за одну операцию только в 2 раза. Совершенно недопустимо при квартовании выделять в пробу не две четверти, а только одну, т. е. сокращать пробу за одну операцию в 4 раза.

Способ вычерпывания заключается в том, что перемешанный материал разравнивают на гладкой поверхности и линейкой или специальной решеткой наносят на нем квадраты. Затем из каждого квадрата или из квадратов, расположенных в шахматном порядке, прямоугольным совком отбирают порции, из которых и составляют пробу. От неполных квадратов на периферии слоя вычерпывают порции, приблизительно пропорциональные площади квадратов. Совок следует погружать в слой материала вертикально и до дна. Одновременно перед совком погружают тонкую пластинку и загребают материал совком до этой пластинки. Захваченный совком материал вынимают из слоя, придерживая пластинкой.

Вычерпывание применяют чаще для материала мельче 8—10 мм и проб весом не более 15—20 кг. Этот способ удобен при отборе навесок для технологических испытаний и различных анализов. В этом случае руду отбирают сразу на чашку весов. Если вес руды, отобранной от всех намеченных квадратов, меньше требуемой навески, то в чашку добавляют новые порции руды, отбирая их через один квадрат, а если вес руды больше, то, перемешав ее в чашке весов, совком вычерпывают лишнее. Отобранный излишек возвращают в исходную пробу только перед новым перемешиванием ее. Из одних и тех же квадратов можно отбирать навески до тех пор, пока правильность расположения сетки не будет нарушена.

Наиболее простым и точным способом является сокращение желобчатыми (рифлеными) сократителями. Эти приборы за одну операцию сокращают пробу в 2 раза. Точность сокра-

щения тем выше, чем уже желобки сократителя. Однако во избежание забивания ширина желобков должна быть не меньше утроенного диаметра наибольших частиц руды, а число желобков обязательно четное и ширина их строго одинакова. Материал в сократитель надо загружать совком, ширина которого равна общей ширине всех желобков. Во избежание засорения сократителя нельзя пропускать через него влажный, особенно глинистый материал. Существенным преимуществом этого способа является возможность сокращения без предварительного перемешивания проб. Обычно желобчатыми сократителями сокращают руды не крупнее 6—8 мм.

Наиболее часто используемые операции по подготовке малых технологических проб систематизированы (табл. 5).

Таблица 5

Операции по подготовке малых технологических проб к исследованию

Крупность руды, мм	Способ перемешивания	Способ сокращения или отбора навесок	Аппарат для дробления или измельчения
— (30—40) — (8—10) мм	Кольцо и конус Кольцо и конус, перекачивание	Квартование Квартование, желобчатым делителем, вычерпывание	Щековая дробилка Валковая дробилка
— (1—2) мм	Перекачивание	Желобчатым делителем, вычерпывание	Лабораторные стержневые или шаровые мельницы с порционной загрузкой

Подготовка больших проб также проводится по заранее составленной схеме, которую составляют, исходя из веса исходной пробы, крупности руды, содержания полупромышленных испытаний и имеющегося оборудования. В схеме предусматривают выделение из исходной пробы средней для лабораторных исследований и, если необходимо, отдельных проб для изучения сортировки, измельчаемости и обогащения в тяжелых суспензиях.

Перемешивать пробы при крупности кусков до 100 мм можно способом перелопачивания. Способ состоит в том, что пробу перебрасывают лопатами с одного места на другое. Одновременно с перемешиванием пробу можно сокращать, отбрасывая каждую вторую (или третью, четвертую и т. д.) лопату в определенное место или в ящики. Сокращение способом перелопачивания часто используют при разгрузке вагонов.

Перемешивают и сокращают большие пробы также способами кольца и конуса и квартования.

Подготовка проб пульп, отобранных на фабриках, включает операции обезвоживания: сгущение (отстаивание с декантацией), фильтрование и сушку. Обезвоживание сушкой допустимо лишь при условии, что последняя не влияет на результаты намеченных к испытанию технологических операций. Пробы можно сушить перед

испытанием гравитационных методов обогащения, обжига, плавки. Сушить пробы нельзя, если они предназначены для изучения флотации, цианирования, сгущения и фильтрования.

Сокращение проб пульп, в том числе отбор от них навесок, часто осуществляют способом вычерпывания. Из пульпы, перемешиваемой вручную или механической мешалкой, вычерпывают мерным сосудом порции. Разбавленную пульпу перед сокращением целесообразно сгустить, чтобы уменьшить ее расслаивание. Полученные пробы при необходимости можно разбавить декантированным сливом.

Метод вычерпывания достаточно прост и не требует специальной аппаратуры, однако точность его, особенно при сокращении пульп с крупным золотом или разбавленных, невелика.

Хороших результатов достигают при сокращении проб пульпы желобчатыми сократителями. Из них наиболее удобным является радиально-желобчатый сократитель конструкции П. И. Васильева (рис. 6.) Желобки в этом сократителе расположены радиально, причем половина желобков направлена в кольцевой желоб, а половина — во внутренний цилиндр. Предварительно перемешанную пробу заливают в воронку с сеткой, откуда пульпа попадает на распределительный конус и растекается по желобкам. Половина пробы попадает в кольцевой желоб, а половина через внутренний цилиндр — в приемник или во вторую делительную насадку. Сократитель можно использовать с одной, двумя и более насадками. Заливать пульпу в воронку сократителя следует быстро, поддерживая уровень выше поверхности сетки.

Сократитель достаточно точно делит пульпы, погрешность деления менее 1% при сокращении пульпы объемом не менее 1 л и содержании твердого в ней не более 50—60%. Точность деления снижается с увеличением числа последовательно работающих насадок. Недостатком сократителя является частое засорение желобков, вызываемое присутствующими в рудах глинистыми компонентами, щепой и сравнительно крупными частицами. Причем, визуальное обнаружить засорение довольно трудно.

Обезвоживают пульпы часто отстаиванием с декантацией и последующей сушкой сгущенного продукта. При отстаивании можно применять флокулянты, например известь, полиакриламид,

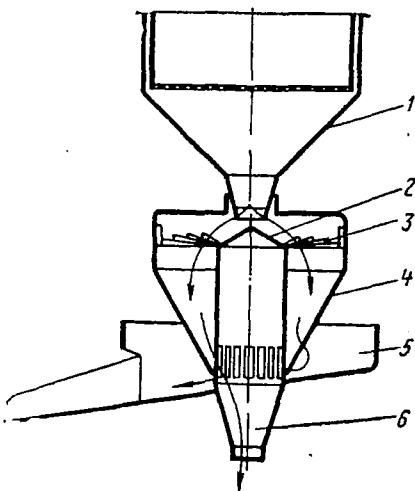


Рис. 6. Радиально-желобчатый сократитель для пульп:

1— воронка с сеткой; 2— распределительный конус; 3— желобки; 4— корпус; 5— кольцевой желоб; 6— внутренний цилиндр

если это не противопоказано последующими исследованиями. Жидкую фазу декантируют сифоном; при этом надо следить за тем, чтобы декантировался лишь полностью прозрачный слив и сифон не засасывал твердое. Нельзя сливать жидкую фазу через край сосуда или вычерпывать, так как это приведет к потерям золота, если последнее находится на поверхности слива. В пробах продуктов флотации часто присутствует плавучее золото.

Сгущенные пульпы сушат на газовых, паровых или электрических банях при температуре не выше 100°C . Более высокая температура особенно нежелательна для легко окисляющихся сульфидных материалов и глин. Кипение проб ведет к потерям материала из-за разбрызгивания. Материал в течение сушки, и особенно к концу ее, необходимо периодически перемешивать шпателем. Это ускоряет сушку и предупреждает перегрев нижних слоев. Очень удобно сушить пробы в сушильных шкафах с обогревом материала лампами инфракрасного излучения, расположенными над пробой. Обогрев сверху ускоряет сушку и снижает разбрызгивание материала.

Высушенный материал необходимо растереть до сыпучего состояния. Эту операцию обычно осуществляют на клеенке раскатыванием комочков скалкой, бутылкой или растиранием большой резиновой пробкой. Если материал не содержит крупного золота, то растирать пробкой удобно на сите. Обычно для материала не крупнее $0,1\text{ мм}$ используют сито в $0,3\text{—}0,5\text{ мм}$.

Иногда пробы пульп подвергают воздушной сушке, располагая их тонким слоем на рамках с фильтровальной тканью. Этот способ, помимо длительности сушки, имеет и более существенный недостаток — крупное золото и тяжелые минералы застревают в фильтровальной ткани. В результате при обезвоживании золотосодержащих пульп стараются не применять фильтрацию.

Фильтрация неизбежно, когда обезвоживанию подвергают пульпы шламистых продуктов, отстаивание которых протекает слишком медленно или без получения прозрачного слива. Если такие продукты содержат крупное золото, то перед обезвоживанием целесообразно их классифицировать (в гидроциклоне или гидравлическом классификаторе); песковую фракцию затем сушат, а не содержащие крупного золота шламы фильтруют.

Для фильтрации применяют вакуум-фильтры и фильтр-прессы различных конструкций и размеров [17]. По окончании операции фильтровальную ткань освобождают от кока и тщательно промывают. Мутные промывные воды отстаивают и осадок присоединяют к коку.

Фильтрацию часто используют, чтобы ускорить обезвоживание проб цианистых пульп и отмывку материала от цианида. После первого фильтрования кок разбавляют водой до содержания твердого не менее 50% , пульпу тщательно перемешивают (лучше механической мешалкой) и вновь фильтруют. Эти операции повторяют до полной отмывки цианида. Если пульпа быстро отстаивается, то

цианид отмывают, используя в следующей последовательности операции: отстаивание, декантация, разбавление водой, перемешивание, опять отстаивание и т. д. Отмывать цианид можно и на фильтре просасыванием через кек воды, однако полнота отмывки в этом случае ниже.

Цианид во избежание дальнейшего растворения золота в пробе можно разрушать добавлением в пульпу окислителя — перманганата калия. Это допустимо лишь в том случае, если он не повлияет

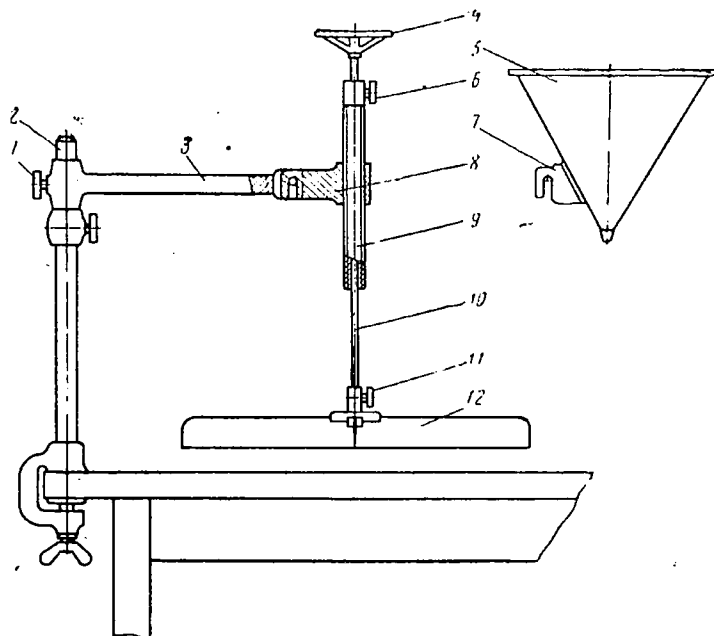


Рис. 7. Воронка-развертка для подготовки проб к квартованию конструкции Ю. М Тихова и Р. В. Сиротинского:

1— винт для закрепления консоли; 2— штатив; 3— консоль; 4— маховик; 5— воронка; 6— винт для закрепления стержня; 7— держатель воронки; 8— держатель трубы; 9— труба; 10— стержень; 11— винт для закрепления крестовины; 12— крестовина

на результаты последующих технологических исследований. Добавлять окислитель необходимо небольшими порциями, избегая интенсивного окрашивания пульпы; избыток реагента может привести к осаждению золота из жидкой фазы и обогащению металлом твердой части пробы.

Специфические трудности возникают при сокращении проб обесшламленных продуктов: гранулометрических классов руды, песков гидроциклона или классификатора, гравитационных концентратов и др. Эти (зернистые) продукты легко сегрегируют, и золото в них распределено еще более неравномерно, чем в рудах. При сокращении проб обесшламленных продуктов нельзя

руководствоваться данными табл. 3. Пробы таких продуктов следует отбирать как можно больше по весу и сокращать их с предварительным извлечением крупного золота или с использованием специальных приемов и приспособлений, обеспечивающих максимальную точность всех операций.

К числу таких приспособлений относится воронка-развертка для подготовки проб к квартованию (рис. 7). Основными частями ее являются: штатив с консолью, воронка с держателем и крестовина со стержнем и трубой. Труба ввинчена в держатель.

На свободном конце консоли можно закреплять или воронку, или крестовину с трубой и стержнем. Воронка-развертка позволяет насыпать материал в правильный конус, развертывать конус в диск вращением крестовины вместе со стержнем и трубой за маховик и делить диск крестовиной на четыре части. Последнюю операцию производят погружением крестовины в материал после ослабления винта. Затем, ослабив винты *II* и *I*, поднимают стержень и вместе с трубой и консолью отводят в сторону. Две четверти диска отбирают совочком, не вынимая крестовины из материала.

Обесшламленный материал можно перемешивать пересыпанием из одного сосуда в другой. Для хорошего перемешивания необходимо пересыпать материал не менее 10 раз. Лучше перемешивать материал в механических смесителях, из которых наиболее эффективен смеситель ящичного типа. Он представляет собой кубический ящик, вращаемый на горизонтальной оси. Материал при вращении пересыпается с одной плоскости ящика на другую и перемешивается. Хорошего перемешивания достигают через 10—12 мин.

Для сокращения небольших проб обесшламленного материала предложена гребенка — приспособление, состоящее из серии совочков одинакового размера [92]. Проводя гребенкой по столу, материал на котором лежит тонким слоем, выгребают в последнем дорожки. Материал дорожек составляет новую пробу. Сокращение этим приспособлением обеспечивает лучшие результаты, чем способ вычерпывания.

Параметры пульпы (содержание твердой фазы, отношение веса жидкой фазы к весу твердой, плотность и др.) определяют по следующим формулам:

$$\begin{aligned}
 C &= \frac{100}{R+1}; & T &= \frac{\delta(P-V)}{\delta-1}; \\
 C &= \frac{100\delta(P-V)}{P(\delta-1)}; & P &= \frac{100\delta V}{100\delta - \delta C + C}; \\
 R &= \frac{100}{C} - 1; & V &= \frac{T(\delta R+1)}{\delta}; \\
 R &= \frac{\delta V - P}{\delta(P-V)}; & V &= \frac{P(\delta R+1)}{\delta(R+1)}; \\
 T &= \frac{\Delta}{R+1}; & \Delta &= \frac{\delta(R+1)}{\delta R+1};
 \end{aligned}$$

$$T = \frac{\delta V}{\delta R + 1}; \quad \Delta = \frac{\delta}{\delta - (\delta - 1) \frac{C}{100}},$$

где C — весовое содержание твердой фазы, %;
 R — отношение веса жидкой фазы к весу твердой (Ж : Т);
 δ — плотность твердой фазы, г/см³;
 P — вес пульпы, г;
 V — объем пульпы, см³;
 T — вес твердой фазы, г;
 Δ — плотность пульпы, г/см³.

Вес пульпы в зависимости от содержания и плотности твердой фазы приведен в приложении 3.

Общие требования к работе с пробами. Работа с пробами золотосодержащих продуктов требует строгого соблюдения ряда условий и большой аккуратности. При обработке проб надо избегать всего, что может вызвать потери золота или изменение технологических свойств руды.

Образующаяся при дроблении проб мелочь обычно обогащена золотом и сульфидами. Чтобы не допустить потерь мелочи, пробы следует обрабатывать (подсушивать, перемешивать, сокращать) на ровных поверхностях без щелей и шероховатости. Для больших проб таким условиям удовлетворяют гладкие цементные полы, тщательно сделанные деревянные настилы и полы, покрытые листовым железом. Лучшим следует признать пол, покрытый полиэтиленом. Обработка проб на брезенте может сопровождаться потерями свободного золота. Столы для обработки небольших проб должны быть покрыты линолеумом, листовым алюминием или стеклом.

Аппаратура (дробилки, мельницы, сократители и т. д.) не должна иметь «мертвых» мест, в которых может накапливаться золото. Для хранения и сушки проб желательно использовать эмалированную, алюминиевую или из нержавеющей стали посуду.

Обнаруживаемые в процессе подготовки проб трудноизмельчаемые компоненты, в частности стальной скрап, щепы, самородная медь, необходимо тщательно собирать и опробовать на золото. Установленное количество золота надо относить на вес материала, из которого эти компоненты были выделены. Аналогично поступают с пенным продуктом, присутствующим нередко на поверхности проб пульпы.

Используемые при обработке проб посуда, лопаты, совки, мешалки, клеенки и сметки должны быть закреплены за определенными продуктами, например за богатыми или бедными концентратами и хвостами и т. д., соответствующими надписями или окраской в разные цвета.

Последовательность обработки нескольких проб по возможности должна соответствовать росту содержания в пробах золота и других ценных компонентов.

Глава III

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД

Изучение вещественного состава золотых и комплексных золотосодержащих руд включает определение количественного химического и минерального состава, определение форм проявления золота и других ценных компонентов, текстурных и структурных характеристик руды, гранулометрического состава и соотношения между свободными зёрнами и сростками минералов при различной крупности руды, определение и уточнение некоторых физических свойств минералов и их агрегатов и изучение состояния поверхности минералов.

Для решения этих вопросов применяют химические, минералогические и физические методы исследования (табл. 6). Большое значение для определения вещественного состава руд имеют технологические эксперименты. В связи с этим в работе по изучению вещественного состава обычно принимают участие различные специалисты: обогатители-исследователи, химики, минералоги и физики. Ниже описаны методики экспериментов, выполняемых преимущественно обогатителями, и отмечены вопросы, которые решают другие специалисты.

§ 1. Химический состав

Химический (элементарный) состав руд определяют пробирным, спектральным, радиометрическим и химическим анализами.

Пробирным анализом определяют содержание золота, серебра и ряда металлов платиновой группы [93]. Материал перед анализом должен иметь крупность не более 0,1 мм. Крупность оценивают растиранием материала между двумя пальцами. Просеивать материал, содержащий крупное золото, нежелательно.

Достоинством пробирного анализа является возможность определять содержание благородных металлов из больших навесок — до 100 г. Чем больше навеска, тем она представительней и тем выше точность анализа. Если материал содержит золота не выше 2—3 г/т, то для пробирной плавки следует брать навеску 100 г [18]. При анализе бедных продуктов (0,4—0,6 г/т и менее) целесообразно проводить 4—5 и более плавков параллельных навесок. Короточки

Методы изучения вещественного состава золотых и комплексных
золотосодержащих руд

Показатели	Методы определения
Химический состав	Спектральный, химический, пробирный, радиометрический и др.
Физические свойства: гранулометрический состав	Ситовый анализ; гидравлическая классификация, в том числе отмучивание; воздушная классификация; микроскопический
плотность	Для отдельных кусков — взвешивание в воздухе и в воде; для измельченной руды — определение пикнометром или с помощью мерной колбы
насыпной вес	Взвешивание в сосуде с известным объемом
удельная поверхность	По скорости фильтрации газа через слой материала; по адсорбции криптона или азота
Минеральный состав	Макроскопическое изучение образцов; микроскопическое изучение измельченной руды и шлифов; фазовый анализ; выделение и изучение мономинеральных фракций
Свойства золота:	
размер и форма частиц крупного и мелкого золота	Микроскопическое изучение шлифов; изучение частиц, выделенных из руды гравитационными или химическими методами
размер частиц тонкодисперсного золота	Определение золота по классам; электронная микроскопия
форма частиц тонкодисперсного золота	Электронная микроскопия
структура частиц золота	Микроскопическое изучение
состав золота	Спектральный или микрохимический анализ порошка золота
проба отдельных частиц золота	Определение на пробирном камне; спектральный анализ; по отражательной способности; термоэлектрический
состояние поверхности частиц золота	Микроскопическое изучение в шлифах; изучение частиц, выделенных гравитационными методами
состав покрытий золота	Растворение покрытий и микрохимический анализ жидкой фазы
ассоциация золота с другими минералами	Микроскопическое изучение шлифов; определение золота в мономинеральных фракциях; фазовый анализ

от навесок следует объединить и взвесить совместно. Такой прием повышает точность анализа.

Плавку нескольких навесок с объединением корточек практикуют и при анализе материалов с крупным золотом, когда навески в 50—100 г могут оказаться непредставительными. В других случаях такие материалы анализируют после выделения крупного золота амальгамацией. Этот метод нельзя рекомендовать для руд, в которых хотя бы часть крупного золота не поддается амальгамации.

Лучшим способом выделения крупного золота перед пробирным анализом является обогащение на концентрационном столе. Стол для этой цели желательно иметь с декой, верхняя поверхность которой вместе с рифлями изготовлена из резины черного цвета. Резина способствует лучшему разделению минералов и, кроме того, на ее фоне хорошо видны частицы золота и сульфиды. Загрузочную коробку стола необходимо изготовить из оргстекла или винилпласта. Навеску материала весом 1—2 кг крупностью — 0,5 или — 0,3 мм пропускают на столе в режиме, обеспечивающем выход концентрата не более 8—10%. Продукты доизмельчают и подвергают пробирному анализу: концентрат плавят целиком, а от хвостов отбирают 2—3 навески по 100 г. В результате пробирного анализа определяют содержание золота в концентрате и в хвостах. Содержание в руде вычисляют по формуле

$$\alpha = \frac{\beta\gamma + \vartheta(100 - \gamma)}{100},$$

где α , β , ϑ — содержание золота соответственно в руде, концентрате и хвостах, г/т;

γ — выход концентрата, %.

Пробирно-спектральное определение золота заключается в плавке навески и купелировании сплава с последующим определением золота в корольке методом спектрального анализа. К корольку добавляют серебро до общего веса 0,4 г и сплавляют купелированием. Сплав делят пополам и части купелируют для придания им сферической формы. Полученные корольки служат электродами при спектрографировании. В результате анализа определяют концентрацию золота в корольке, полученную величину пересчитывают на исходную пробу. Чувствительность анализа 0,02 г/т, точность 20%. Помимо золота этим анализом можно определять содержание Pt, Rd и Rh.

Пробирно-химическое определение золота включает плавку, купелирование и определение золота в корольке химическими методами, в частности разработанным в ЦНИГРИ экстракционно-фотометрическим [65]. Пробирный королек по этому методу разваривают в азотной кислоте. Конечной операцией является фотоколориметрическое определение золота. Чувствительность анализа 0,05 г/т, точность 10—20%.

Для определения золота в бедных продуктах можно рекомендовать пробирно-атомно-абсорбционный метод. В золото-серебряном корольке, полученном пробирной плавкой, золото определяют атомно-абсорбционным способом. При исходной навеске 100 г чувствительность определения составляет 0,01 г/т, что в 2 раза выше по сравнению с пробирно-спектральным методом [122].

В зависимости от вещественного состава материала пробирный анализ выполняют различными методами. Поэтому при сдаче проб на анализ необходимо указывать подробное название продуктов, от которых отобраны пробы (например, окисленная золото-медная руда, флотационный свинцовый концентрат, хвосты цианирования пиритного концентрата и т. д.) и краткую характеристику их вещественного состава, в том числе ориентировочное содержание золота. Большое влияние на ход анализа оказывают присутствующие в рудах или продуктах их обработки глинистые компоненты, высшие окислы железа (Fe_2O_3 , Fe_3O_4) и марганца (MnO_2), теллуриды, никель, кобальт, сульфиды мышьяка и сурьмы.

Спектральный анализ позволяет быстро получить качественную характеристику элементарного состава материала. Обычным оптическим спектральным анализом обнаруживают и ориентировочно определяют содержание около 60 элементов. В их число не входят сера, селен, галоиды, кислород, азот и благородные газы. Анализ выполняют с очень небольшими навесками (несколько десятков или сотен миллиграммов). Чувствительность анализа для различных элементов различна (от десятых до десятитысячных долей процента). Ряд элементов (Cu, Pb, Sn, Mo, Ti, Nb, Ge, In, Cd, Ga, Tl, Te и др.) определяют методами количественного спектрального анализа.

Рентгеноспектральный анализ позволяет довольно быстро и из малых навесок (от 10 до 100 мг) определять количественно уран, торий, редкоземельные элементы, ниобий, тантал, цирконий, гафний и др. Недостатком этого метода является невысокая чувствительность, составляющая 0,05—0,1%.

При определении элементарного состава руд необходимо учитывать, что содержание некоторых ценных элементов (Te, In, Ga, Tl, Re) настолько мало, что методами спектрального анализа их часто не обнаруживают. При обогащении эти элементы концентрируются и их легко можно определить в соответствующих продуктах. Поэтому продукты обогащения и мономинеральные фракции надо анализировать на указанные элементы даже тогда, когда в исходной руде они не были обнаружены.

Радиометрический анализ используют для обнаружения и определения содержания в рудах урана и тория.

Химический анализ является основным методом определения химического состава руд. По его результатам обычно судят о качестве руд и подсчитывают запасы многих металлов. Химическим методом, в частности, определяют содержание серы общей и серы сульфидной для оценки степени окисления руды. В ряде случаев

недостатком классического метода химического анализа является использование сравнительно больших навесок. В связи с этим полезно использовать полумикрохимический и микрохимический методы, требующие десятые и сотые доли грамма материала.

§ 2. Физические свойства

Гранулометрический состав руды определяют грохочением или рассеиванием, гидравлической классификацией (включая отмучивание) микроскопическим и другими методами.

Рассеиванию (или ситовому анализу) подвергают пробы, вес которых зависит от размера наибольших кусков (табл. 7). Просеив исходную навеску через первое сито, материал,

Таблица 7

Минимальный вес проб для ситового анализа
(по С. И. Митрофанову)

Размер наибольших кусков (частич), мм	Минимальный вес пробы, кг	Размер наибольших кусков (частич), мм	Минимальный вес пробы, кг
40	180	4	1,0
30	120	3	0,75
20	65	2	0,5
10	10	1	0,25
5	1,2	0,5	0,12

прошедший через сито, перед дальнейшим просеиванием можно сократить, если это не нарушит условия сохранения минимального веса пробы. На ситах крупнее 6—8 мм обычно материал просеивают без промывки. Мелкий материал рассеивают с предварительной промывкой, т. е. мокро-сухим методом. Для этого навеску материала размешивают с водой в стакане, конической колбе или ведре. Затем воду с шламами сливают через самое мелкое сито в приемник. Эту операцию повторяют до тех пор, пока слив не станет прозрачным. Шламы отстаивают и после удаления воды декантацией сушат и взвешивают. Зернистый материал с сита объединяют с обесшламленным, сушат, взвешивают и рассеивают в сухом виде на наборе сит, включая и то сито, через которое производили отмывку. Каждый класс взвешивают, самый мелкий класс объединяют с отмытыми шламами.

Материал на тонком сите можно промывать в тазике с водой методом отсадки. Сито с материалом то погружают в воду, то поднимают. При погружении восходящая струя воды взмучивает материал, а при поднятии всасывающая струя вымывает шламы через сито.

Результаты ситового анализа заносят в таблицу с указанием выхода каждого класса — частный выход — и суммы выходов всех

классов крупнее данного сита — суммарный выход. Гранулометрическую характеристику материала по данным ситового анализа удобно выражать графически на простой, полулогарифмической или логарифмической сетке.

Характеристика наиболее распространенных сит приведена в табл. 8.

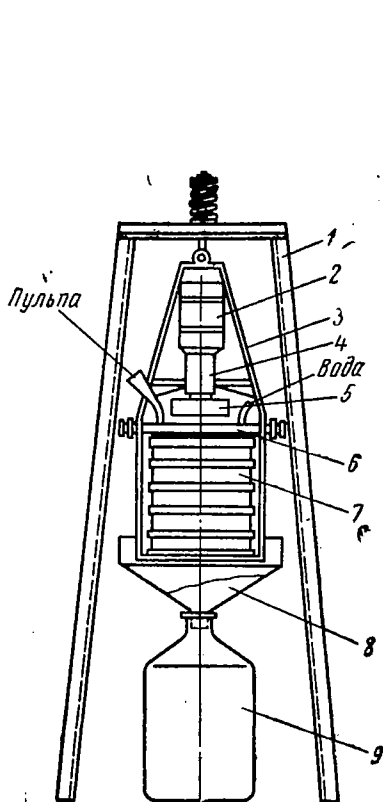


Рис. 8. Вибрационный ситовый анализатор:

1— неподвижная рама; 2— электродвигатель; 3— подвижная рама; 4— стакан с подшипниками; 5— эксцентриковый диск; 6— крышка; 7— сита; 8— воронка; 9— сосуд для мелкой фракции

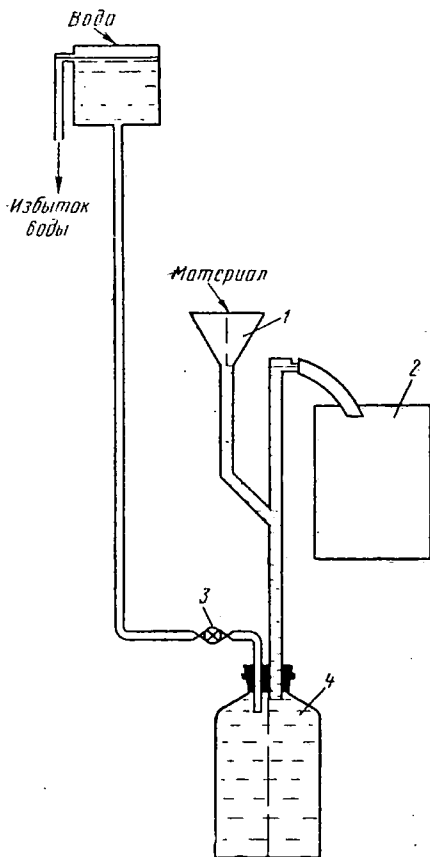


Рис. 9. Трубчатый гидравлический классификатор:

1— воронка; 2— сосуд для мелкой фракции; 3— кран; 4— сосуд для крупной фракции

Материал рассеивают на лабораторных плоских или вращающихся барабанных грохотах различных типов и на наборах сит вручную или механическими встряхивателями. Известно использование ультразвукового вибратора для ускорения просеивания через тонкие сита.

Таблица 8

Проволочные сетки и наборы сит

Сетки контрольные и высокой точности (СССР) ГОСТ 3584-53 ¹		Сита опытно-экспериментального предприятия института ВИМС ²		Сита, изготавливаемые в ГДР; размер ячейки, мм	Сита, распространенные в США			Сита, стандартные в США ²		Сита, стандартные в Англии	
№ сетки	размер стороны ячейки в см, мм	Размер ячейки, мм			Размер ячейки			Размер ячейки		Размер ячейки	
		основной набор	дополнительный набор		основной набор ³	дополнительный набор ³	мм	меш	мм	меш	мм
				6,3							
			7,00	5,15			15,85		15,9		
		3,20	5,00	4,00			13,33		12,7		
			4,00	2,50			11,20		11,1		
2,5	2,50		2,50	2,50			9,423		9,52		
2	2,00	2,00		2,00		2,1/2	7,925		7,93		
1,6	1,60		1,60	1,60	3		6,680	3	6,35		
1,25	1,25		1,25	1,25		3,1/2	5,613	3,1/2	5,66		
1	1,00	1,00		1,00	4		4,699	4	4,76		
0,9	0,900					5	3,962	5	4,00		
0,8	0,800			0,80	6		3,327	6	3,36		
0,7	0,700					7	2,794	7	2,83	5	3,34
0,63	0,630			0,63	8		2,362	8	2,38	6	2,81
0,56	0,560					8	1,981	8	2,00	7	2,41
0,5	0,500	0,500		0,500	10		1,651	10	1,68	8	2,05
0,45	0,450					9	1,397	9	1,41	10	1,67
0,4	0,400		0,400	0,400	14		1,168	14	1,19	12	1,40
0355	0,355					14	0,991	16	1,00	14	1,20
0315	0,315	0,315		0,315	20		0,833	20	0,84	16	1,00
028	0,280					20	0,701	24	0,71	18	0,85
025	0,250		0,250	0,250	28		0,589	25	0,59	22	0,70
0224	0,224					28	0,495	30	0,50	25	0,60
02	0,200	0,200		0,200	35		0,417	35	0,42	30	0,50
018	0,180					35	0,351	40	0,36	36	0,42
016	0,160		0,160	0,160	48		0,295	45	0,35	44	0,35
014	0,140	0,140		0,140	60		0,246	50	0,25	52	0,30
0125	0,125			0,125	65		0,208	60	0,21	60	0,252
0112	0,112					65	0,175	70	0,17	72	0,211
01	0,100	0,100		0,100	100		0,147	80	0,149	85	0,177
009	0,090			0,090		100	0,124	100	0,125	100	0,152
008	0,080		0,080	0,080	150		0,104	120	0,105	120	0,125
0071	0,071	0,071		0,071	170		0,088	140	0,088	150	0,105
0063	0,063	0,063		0,063	200		0,074	170	0,074	170	0,088
0056	0,056			0,056		200	0,063	200	0,062	200	0,076
005	0,050		0,050	0,050	270		0,053	230	0,053	240	0,065
0045	0,045			0,045		270	0,044	270	0,044	300	0,053
004	0,040	0,040		0,040	400		0,037	325	0,037		

¹ Сита из ряда указанных сеток изготавливает Кабардино-Балкарский завод алмазных инструментов.

² Сита изготавливают трех размеров: с внутренним диаметром ободов 200, 118 и 60 мм.

На механических встряхивателях (ротапах) обычно рассеивают сухой материал через набор сит. Взвешенную пробу помещают на верхнее, самое крупное сито набора; весь набор встряхивают в течение 10, 15 или 20 мин. Продолжительность встряхивания тем больше, чем мельче сита в наборе, чем больше навеска материала и чем выше содержание в нем шлама.

По окончании просеивания сита снимают одно за другим, начиная сверху, каждое из них встряхивают над листом бумаги вручную. При просеивании вручную необходимо встряхивать сито аналогично механическому встряхивателю: круговые движения в горизонтальной плоскости чередуют с ударами краем поддона о стол. Операцию просеивания для данного сита считают законченной, если при ручном контрольном просеивании за 1 мин через сито пройдет материала не больше 0,1% от исходной навески.

В институте ВНИИЦветмет разработана установка для мокрого просеивания (рис. 8). Материал просеивается при непрерывном орошении водой на обычных ситах, приводимых в колебания эксцентрично вращающимся диском. Продолжительность просеивания измельченной до крупности 75—85% — 0,071 мм пробы весом 400 г. не превышает 2—3 мин. Расход воды при этом составляет от 9 до 18 л. и зависит от содержания в материале шламов (104).

Гидравлическая классификация производится в различных аппаратах. Простейшим является стеклянная трубка с регулируемым восходящим потоком воды (рис. 9). Количество воды Q мл/мин, необходимое для выноса восходящим потоком минеральных частиц диаметром меньше d мм, определяют по формуле

$$Q = vS = kd^2(\delta - 1)S,$$

где v — скорость свободного падения минеральной частицы диаметром d или скорость восходящего потока воды, см/мин;

S — площадь сечения трубки, см²;

k — коэффициент, равный 3270 при классификации частиц шарообразной формы и 2093 при классификации частиц, по форме промежуточных между шаром и диском;

δ — плотность минеральной частицы, г/см³.

Отрегулировав краном подачу воды в классификатор, равномерно, небольшими порциями загружают через воронку смочен-

3 Число меш — число ячеек сита на отрезке в один дюйм.

4 Стандартное (нулевое) сито 200 меш, модуль $\sqrt[4]{2}$; размер n -го сита крупнее 200 меш равен $0,074 (\sqrt[4]{2})^n$ мм, а n -го сита мельче 200 меш $\frac{0,074}{(\sqrt[4]{2})^n}$ мм.

5 Стандартное сито 200 меш, модуль $\sqrt[4]{2}$.

6 Данному сити предшествуют более крупные: 74,44; 53,34; 37,59; 26,67 и 22,43 мм.

7 Стандартное сито 18 меш, модуль $\sqrt[4]{2}$.

8 Данному сити предшествуют более крупные: 76,2; 50,8; 38,1; 25,4 и 22,2 мм.

ный материал. Мелкие и легкие частицы, скорость свободного падения которых меньше скорости восходящего потока, будут выноситься в сосуд 2; остальные, преодолев поток воды, попадут в сосуд 4. В дальнейшем классифицируют мелкий или крупный материал. В первом случае скорость восходящего потока перед каждой стадией классификации снижают и получают соответственно

более мелкие классы. Такая схема называется классификацией от крупного к мелкому. Классификации от мелкого к крупному подвергают материал из сосуда 4, увеличивая перед каждой стадией классификации скорость восходящего потока. Скорость потока обычно рассчитывают, исходя из классификации лишь кварцевых частиц заданной крупности. Естественно, в каждом классе частицы тяжелых минералов будут иметь меньшую величину, чем кварц, а частицы легких минералов будут больше кварца.

Другим аппаратом, используемым в лабораторной практике для гидравлической классификации, является аппарат для дисперсионного анализа порошков (АДАП). Аппарат состоит из последовательно соединенных камер различной площади сечения; в каждой камере поддерживается восходящий поток воды. Классификации подвергают навески

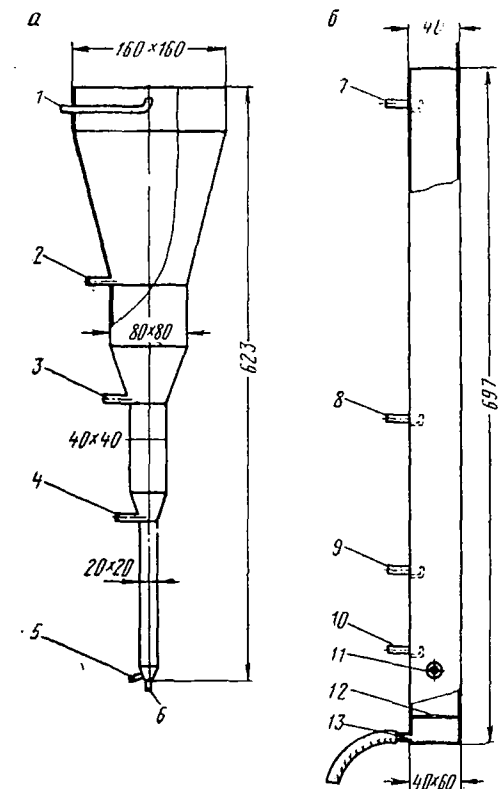


Рис. 10. Гидравлический классификатор института ВНИИЦветмет

материала не более 50 г крупностью — 0,071 мм. В результате анализа получают пять классов, интервалы крупности которых зависят от расхода воды. Преимущество данного аппарата заключается в том, что после пуска в работу он не требует постоянного наблюдения, так как процесс классификации происходит автоматически, что позволяет оставлять его в работе на ночное время. Недостатком аппарата следует считать частое забивание первой камеры зернистым материалом. Кроме того, через первую камеру проходит весь загружаемый материал, и классификация его в период загрузки происхо-

дит в условиях, близких к стесненному осаждению, что снижает точность разделения.

В институте ВНИИЦветмет разработан и изготовлен из оргстекла гидравлический классификатор с камерами, расположенными по вертикали (рис. 10, а). Аппарат предназначен для классификации 50—100 г материала крупностью —0,071 мм. Вода в аппарат поступает через патрубок 5 и удаляется вместе с самым тонким классом через патрубок 1. При прохождении через аппарат происходит покамерное снижение скорости промывной воды, что и обеспечивает разделение материала на классы.

Аппарат снабжен питателем (рис. 10, б); обеспечивающим подачу воды с заданным расходом и постоянным напором. Питатель представляет собой прямоугольный сосуд из оргстекла с четырьмя патрубками. Питающий патрубок 11 питателя подключают к водопроводу. Вода проходит через калиброванное отверстие 12 диаметром 0,8 мм и по патрубку 13 и шлангу попадает в классификатор. Постоянный напор жидкости над насадкой устанавливают в зависимости от плотности минерала, подвергаемого классификации. Для этого достаточно установить перелив воды из питателя через соответствующий патрубок 7—10:

Патрубок	Для плотности
10	2,65
9	3,1
8	4,2
7	6,8

Работу на аппарате выполняют в следующей последовательности: подключают питатель воды к водяной магистрали и устанавливают перелив в соответствии с плотностью анализируемого материала. Убедившись в беспрепятственном прохождении воды через калиброванную насадку и поступлении ее в классификатор, вводят в последний анализируемый материал. Навеску лучше всего загружать в виде пульпы, вливая ее в аппарат сверху. После загрузки материала классификация продолжается в течение 3—4 ч. По истечении этого времени, не прекращая подачу воды в классификатор, разгружают его. Для этого последовательно открывают пробки в патрубках 2, 3, 4, 6 и сливают содержимое каждой камеры в отдельный приемник:

Все аппараты, классифицирующие материал в восходящем потоке, как правило, работают на водопроводной воде, что вызывает коагуляцию минеральных частиц, которая затрудняет выделение мелких классов (мельче 0,01 мм.). В результате содержание последних обычно существенно занижается. Кроме того, точность классификации в водопроводной воде снижается вследствие перемешивающего действия выделяющихся из воды пузырьков воздуха. Организовать работу классификаторов на дистиллированной воде затруднительно из-за требуемого большого количества такой воды.

Наиболее точной гидравлической классификации достигают методом отмучивания с использованием дистиллированной воды. Методика отмучивания, обеспечивающая надежную классификацию мелкого материала, включая класс $-0,001$ мм, разработана в ЦНИГРИ [78].

Методика предусматривает тщательную дезинтеграцию шламистого материала. Недостаточная дезинтеграция приводит к тому,

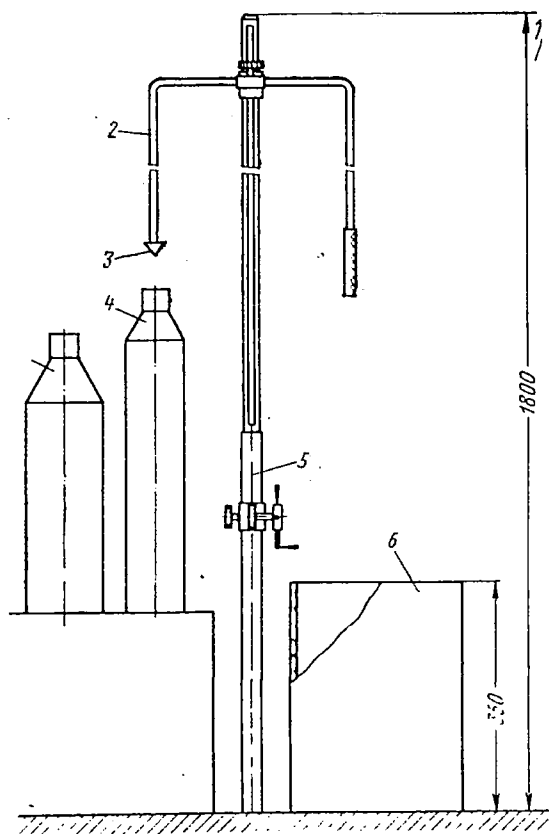


Рис. 11. Установка ЦНИГРИ для отмучивания: 1—колба из оргстекла; 2—сифон; 3—конус-наконечник; 4—цилиндр из оргстекла; 5—штатив с выдвижным стержнем; 6—сосуд из оргстекла

что шламистые (глинистые) агрегаты продолжают разрушаться при отмучивании и процесс классификации затягивается. Дезинтеграцию крупного материала можно проводить замачиванием (на сутки) с последующей промывкой материала через сито 2 мм. Глинистые комки перед замачиванием следует размять деревянным пестиком. Мелкий материал (мельче 2 мм) дезинтегрируют перемешиванием в склянках. В каждую склянку емкостью 1 л загружают около 100 г материала, приливают 0,3 л дистиллированной воды и 2 мл 25%-ного раствора аммиака. Аммиак служит пептизатором. Склянку перемешивают в бутылочном агитаторе 8 ч. При дезинтеграции особо шламистых материалов в склянку помеща-

ют резиновые пробочки (№ 8 или 10).

Эффективное дезинтегрирующее действие на материал оказывает ультразвуковая обработка: воздействие ультразвука 2—4 мин на суспензию глинистой руды перед дезинтеграцией ее в склянках существенно увеличивает выход тонких фракций при отмучивании. Суспензию, состоящую из 200—400 г руды и соответственно 500—1000 мл воды, заливают в химический стакан и обрабатывают

ультразвуком на установке УЗУ-0,25 с частотой около 18 кгц.

Материал после дезинтеграции переводят в сосуды для отмучивания и разбавляют водой до объема, в котором твердое по весу составляет не более 5%. При большей концентрации твердой фазы затрудняется свободное осаждение частиц и создаются условия для их коагуляции. При отмучивании самых тонких классов ($-0,001$ и $-0,003$ мм) используют колбы из оргстекла емкостью 3,7 л (рис. 11). Остальные классы выделяют в цилиндрах емкостью 2,7 л, изготовленных также из оргстекла. Материал взмучивают многократным переворачиванием сосудов, закрытых резиновыми пробками.

После расчетного срока отстаивания суспензию из цилиндра удаляют сифоном в сосуд из оргстекла емкостью 8,5 л. На нижнем конце сифона закреплен конусный наконечник из латуни. В верхнем конусе имеет отверстие диаметром 1,5 мм. Назначение конуса — предотвратить поступление в сифон суспензии, находящейся ниже расчетного уровня. Сифон вводят в суспензию по окончании срока отстаивания. Сифон заполняют суспензией засасыванием резиновой грушей. Опускают и поднимают сифон с помощью стержня с зубчатой рейкой; стержень выдвигают из штатива вращением зубчатой шестерни.

Сосуды для отмучивания имеют метки, расположенные на 10, 20, 30, 40 и 50 см выше минимального уровня, до которого можно сливать суспензию. Уровень расположен на 2 см выше границы осадка. Метки позволяют сливать столб суспензии высотой от 10 до 50 см в зависимости от времени, которым располагают до конца рабочего дня.

Время отстаивания t рассчитывают по формуле

$$t = 2,86 \frac{\eta H}{(\delta - 1) d^2}, \text{ сек.}$$

где η — вязкость воды, пз;

H — высота столба сливаемой суспензии, см;

δ — плотность минерала, г/см³;

d — диаметр частиц минерала, мм.

При отмучивании руд продолжительность отстаивания обычно рассчитывают по кварцу. В табл. 9 приведена продолжительность отстаивания частиц кварца некоторых размеров.

Отмучивание лучше проводить в дистиллированной воде или в воде, деминерализованной ионообменными смолами. Методика получения деминерализованной воды описана в руководстве П. И. Воскресенского [17]. При работе на водопроводной воде необходимо применять пептизаторы: жидкое стекло, пирофосфат или метафосфат натрия, аммиак и др. Для определения необходимой концентрации пептизатора берут несколько цилиндров емкостью не менее 100 мл. В каждый цилиндр заливают раствор пептизатора различной концентрации, например 0,5; 1; 2 и 3 г/л, и добавляют 10—20 г материала. Содержимое цилиндров перемешивают, затем цилиндры ставят на стол и наблюдают за осветлением суспензии. Концентра-

Таблица 9

Продолжительность отстаивания частиц кварца различной крупности в зависимости от высоты столба сливаемой суспензии и температуры

Высота столба, см	Температура суспензии, град			
	16	18	20	22
0,032 мм				
20	6 мин 30 сек	6 мин 10 сек	5 мин 50 сек	5 мин 30 сек
30	9 мин 45 сек	9 мин 15 сек	8 мин 45 сек	8 мин 20 сек
50	16 мин 10 сек	15 мин 25 сек	14 мин 40 сек	13 мин 50 сек
0,024 мм				
20	11 мин 30 сек	11 мин	10 мин 25 сек	9 мин 50 сек
30	17 мин 20 сек	16 мин 30 сек	15 мин 40 сек	14 мин 45 сек
50	28 мин 50 сек	27 мин 30 сек	26 мин	24 мин 35 сек
0,01 мм				
20	1 ч 5 мин	1 ч 2 мин	58 мин 30 сек	55 мин 15 сек
30	1 ч 37 мин	1 ч 32 мин	1 ч 28 мин	1 ч 23 мин
50	2 ч 42 мин	2 ч 34 мин	2 ч 26 мин	2 ч 18 мин
0,0056 мм				
20	3 ч 24 мин	3 ч 15 мин	3 ч 5 мин	2 ч 54 мин
30	5 ч 8 мин	4 ч 53 мин	4 ч 38 мин	4 ч 23 мин
50	8 ч 33 мин	8 ч 8 мин	7 ч 43 мин	7 ч 18 мин
0,0032 мм				
10	5 ч 25 мин	5 ч 7 мин	4 ч 53 мин	4 ч 37 мин
20	10 ч 48 мин	10 ч 15 мин	9 ч 45 мин	9 ч 13 мин
30	16 ч 12 мин	15 ч 25 мин	14 ч 37 мин	13 ч 50 мин

ция, при которой будет отмечена наименьшая скорость осветления, является наиболее подходящей.

Часто при отмучивании после расчетного времени отстаивания слив оказывается полностью прозрачным. Это указывает на коагуляцию шламов, вызываемую присутствующими в материале водорастворимыми соединениями. Отмучивание в этом случае следует продолжать, слив выбрасывать. После отмывки водорастворимых соединений коагуляция прекращается и слив становится мутным.

Отмучивание проводят также в мерных цилиндрах емкостью 1 — 2 л, батарейных стаканах, бутылках и других сосудах. Слив удаляют сифонами из резиновых или стеклянных трубок.

Получаемые в результате отмучивания сливы отстаивают, жидкую фазу удаляют, осадки сушат и взвешивают. Чтобы ускорить отстаивание, полезно использовать коагулянты и флокулянты: известь, крахмал, полиакриламид и др. Необходимую концентрацию этих реагентов можно определить аналогично определению концентрации пептизаторов.

Воздушная классификация благодаря малому сопротивлению воздуха происходит быстрее гидравлической. Классификацию проводят в аппаратах различных типов. В Канаде для классификации золотосодержащих руд и продуктов их обработки успешно используют многоконусный воздушный классификатор — инфрасайзер [149, 150]. Классификатор состоит из семи последовательно соединенных конусов различных размеров (рис. 12). Диаметр основания наименьшего конуса равен 63,5 мм, а наибольшего — 508 мм. Нижний конец каждого конуса снабжен шариковым клапаном. Конуса подвешены на раме, которая при работе класси-

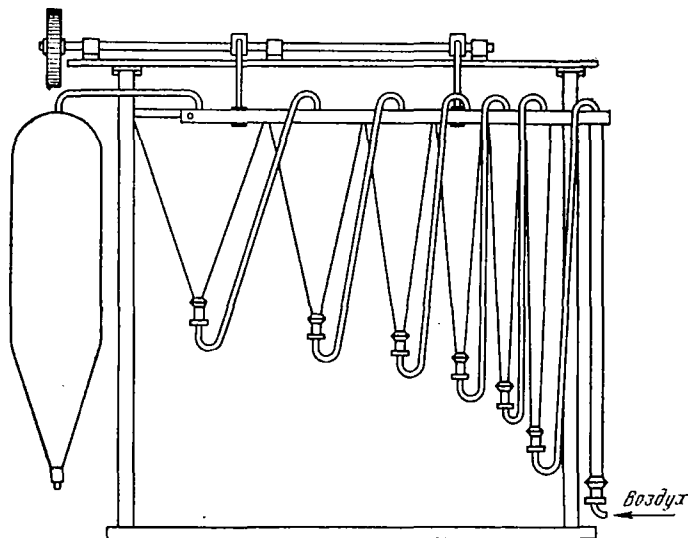


Рис. 12. Воздушный классификатор

фикатора встряхивается через каждые 5 сек. Сухой материал крупностью $-0,074$ мм помещают в первый, наименьший конус и через всю систему продувают воздух. В результате классификации получают 8 продуктов — по одному в каждом конусе и один, самый мелкий ($-0,01$ мм), в пылеулавливающем мешке. Для классификации 100 г материала требуется 1 ч 20 мин, а для классификации 0,4 — 3 кг — 3,5 — 6 ч.

Микроскопический метод является единственным, который позволяет непосредственно замерить размеры частиц и определить их форму. Метод применяют главным образом для контроля результатов отмучивания или гидравлической классификации. Материал разбавляют дистиллированной водой в стакане. Для пептизации добавляют 1—2 капли аммиака. Суспензия должна быть слабо мутной. Суспензию перемешивают, берут из стакана пипеткой несколько капель, переносят на стекло размером 50×70 мм и рас-

пределяют стеклянной палочкой по поверхности стекла. Затем воду испаряют в сушильном шкафу. При просмотре под микроскопом частицы должны быть расположены в один слой. Если в препарате окажутся агрегаты частиц, то его готовят заново из более разбавленной суспензии.

Для изучения препаратов используют любой микроскоп, обеспечивающий увеличение до 1000 раз и снабженный микрометрической шкалой. Из материала крупностью 0,01 мм и меньше готовят препарат в иммерсионной жидкости и с покровным стеклом. Такие препараты просматривают под микроскопом с иммерсионным объективом.

Материал мельче 1 мкм можно делить на классы центрифугированием. В центрифуге со скоростью вращения 4800 об/мин удастся выделить материал — 0,1 мкм. Продолжительность центрифугирования в этом случае составляет 3 ч. [136]. Размер и форму частиц мельче 1 мкм можно определить под электронным микроскопом.

Плотность отдельных кусков руды определяют взвешиванием их сначала в воздухе, а затем погруженными в воду. Взвешивать куски удобно на специально приспособленных для этого весах. На правое плечо рычага подвешивают одну над другой две чашки. Нижнюю чашку подвешивают на тонкой полиэтиленовой нити. В процессе работы на весах эта чашка всегда погружена в сосуд с водой. Весы уравнивают и приступают к взвешиванию. Вначале кусок руды кладут на верхнюю чашку и определяют вес в воздухе P . Затем кусок щипцами или пинцетом переносят на нижнюю чашку и определяют вес в воде p . Плотность куска δ вычисляют по формуле

$$\delta = \frac{P}{P-p}, \text{ г/см}^3.$$

Плотность кусков можно определять в несколько раз быстрее, используя quadrantные весы И. З. Марголина [64].

Плотность измельченной руды определяют пикнометром или с помощью мерной колбы. Тщательно промытую и высушенную, мерную колбу взвешивают и засыпают в нее такую навеску материала, которая займет около $\frac{1}{3}$ объема колбы. Колбу с материалом взвешивают, заливают до $\frac{2}{3}$ объема водой и встряхивают до полного смачивания материала и прекращения выделения пузырьков воздуха. Затем колбу доливают водой до метки и взвешивают. Плотность определяется по формуле

$$\delta = \frac{A-B}{A+B-D},$$

где A — вес колбы с материалом, г;

B — вес колбы, г;

B — вес воды в колбе, заполненной до метки, г (B обычно принимают численно равным емкости колбы, мл);

D — вес колбы с материалом и водой.

Насыпной вес материала определяют с помощью сосуда с известным объемом. Такой сосуд цилиндрической или прямоугольной формы можно изготовить из оргстекла. Для крупного материала используют деревянные ящики или баки из жести.

Сосуд заполняют материалом до краев, избыток сверху удаляют линейкой или деревянной рейкой. Сосуд заполняют во всех случаях одним методом, принятым за стандартный для материала данного вида или крупности. В частности, следует сохранять постоянную высоту, с которой материал засыпают в сосуд.

Насыпной вес Δ в г/м³ или в т/м³ определяют по формуле

$$\Delta = \frac{P - P_1}{V},$$

где P — вес сосуда с материалом;

P_1 — вес сосуда;

V — объем сосуда.

Пористость материала l в % определяют по формуле

$$l = \frac{\delta - \Delta}{\delta} 100.$$

Удельную поверхность измельченных руд и продуктов их обработки в ряде случаев необходимо знать при изучении процессов измельчения, флотации, цианирования. Наиболее простой и доступный способ определения удельной поверхности основан на измерении скорости фильтрации газа через слой материала. На этом принципе основаны поверхностемер Товарова, прибор Дерягина и др. Методика работы на этих приборах описана в книге С. И. Митрофанова [70].

§ 3. Минеральный состав

В процессе минералогического изучения технологических проб определяют содержание не только рудных и жильных минералов, но и минералов вмещающих пород, изучают текстурные и структурные особенности руд, определяют формы проявления ценных элементов. Специфические задачи решают при минералогическом изучении продуктов обработки руд. При изучении хвостов особое внимание обращают на ценные минералы, определяя размер их частиц, форму, состояние поверхности, связь с другими минералами; при изучении концентратов, наоборот, главное внимание уделяют вредным примесям и минералам, разубоживающим концентраты. Объектами изучения являются отдельные образцы пробы (штуфы) и измельченный материал. Минералогическое изучение обычно проводят несколькими методами [128].

Макроскопическое изучение образцов руды позволяет качественно определить почти все основные составляющие пробы, крупность и характер вкрапленности минералов, степень окисления. Образцы отбирают от частной пробы (см. рис. 2) в количестве от 6—8 до

20—30 штук. Чем сложнее вещественный состав руды, тем больше отбирают образцов. Они должны представлять разнородные составляющие пробы: сульфиды, частично окисленные сульфиды, окисленные минералы, вмещающие породы, сростки различных минералов и др. Образцы обмывают водой и просматривают невооруженным глазом или с помощью карманной лупы. Затем из наиболее характерных образцов изготавливают шлифы для микроскопического изучения.

Микроскопическое изучение позволяет полнее определить минеральный состав и характер минеральных частиц.

При исследовании простых руд (первичных золотых, золото-пиритных, золото-медных) можно использовать стереоскопический микроскоп МБС-2, просматривая рассеянный по классам материал. Наиболее успешно анализируются классы не мельче 0,071 мм при условии, если определяемый минерал по цвету легко отличим от остальных. Просмотр классов ситового анализа позволяет количественно определить минеральный состав, форму зерен, количество и характер сростков, которые облегчают выбор степени измельчения руды.

Сложные руды и тонкоизмельченные материалы изучают под микроскопом в виде шлифов. Шлифы из рудных образцов (рудные или полированные), а также шлифы из измельченных руд (брикетные) просматривают в отраженном свете под минералографическими или металлографическими микроскопами МИН-9, МИМ-7, МИМ-8. Нерудные минералы исследуют с помощью поляризационного (петрографического) микроскопа (образцы в виде прозрачных шлифов просматривают в проходящем свете).

Брикетные шлифы чаще готовят из отдельных классов крупности или фракций, выделенных в тяжелой жидкости, постоянным магнитом и электромагнитом.

При изучении рудных шлифов целесообразно ограничиться лишь качественным определением минералов, поскольку эти шлифы не являются представительными для всей пробы. Количественно определяют минералы точнее и быстрее при микроскопическом изучении брикетных шлифов.

Количественно анализировать тяжелые минералы, содержащиеся в руде в небольших количествах (десятые и сотые доли процента), надежнее в концентрате, выделенном специально для этой цели на концентрационном столе из навески 3—5 кг. Содержание определяемого минерала в концентрате пересчитывают на исходную руду.

Определение минерального состава окисленных и частично окисленных руд значительно сложнее, чем первичных. В ЦНИГРИ пробы таких руд перед минералогическим анализом обрабатывают по следующей принципиальной схеме (рис. 13): дезинтеграция, классификация по крупности, разделение классов в тяжелых жидкостях, разделение полученных фракций по магнитным свойствам [78]. В тяжелых жидкостях плотностью 2,5; 2,6; 2,7; 2,9 (бромформ), 3,3

(иодистый метилен) и $3,8 \text{ г/см}^3$ (жидкость Клеричи) разделяют все классы крупнее $0,03 \text{ мм}$, классы мельче $0,03 \text{ мм}$ разделяют в центрифуге. Магнитной сепарации подвергают лишь фракции, выделенные из классов крупнее $0,03 \text{ мм}$. Ручным магнитом выделяют одну подфракцию, а электромагнитом — три. Полученные фракции и подфракции, а также два самых мелких класса подвергают минералогическому анализу. При диагностике прозрачных минералов часто применяют иммерсионный метод.

Количество какого-либо минерала под микроскопом определяют различными методами: линейным, точечным, методом окна и др.

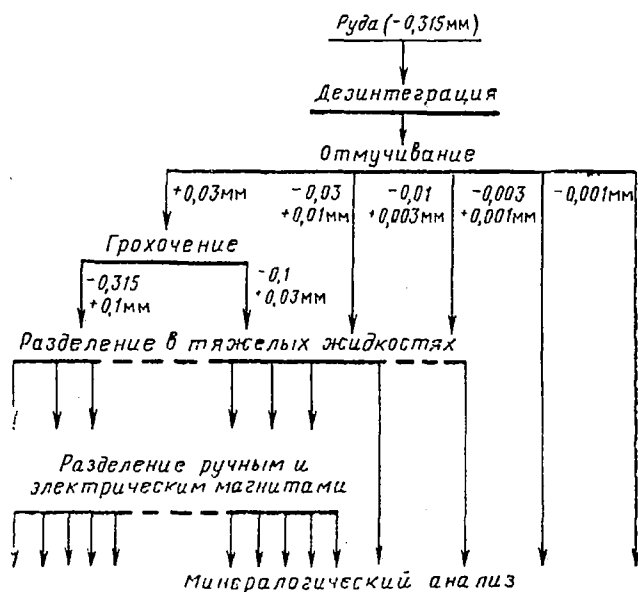


Рис. 13. Принципиальная схема подготовки окисленных и частично окисленных руд к минералогическому анализу

[69]. Наиболее распространенные из них основаны, по существу, на подсчете или замере каждой отдельной частицы минерала. Подсчет занимает много времени, а точность получаемых результатов нередко оказывается низкой, особенно для минералов с небольшим содержанием в пробе. Точность определения можно повысить, увеличивая число подсчитываемых частиц. Однако, такой путь является трудоемким и требует увеличения веса проб. В связи с этим в некоторых случаях количественно ряд минералов целесообразно определять расчетным путем на основании данных химического состава пробы, качественного минералогического анализа и известного или теоретического содержания элементов в минералах.

В процессе микроскопического изучения минералогии, помимо определения качественного и количественного состава проб, разрешают следующие важные для обогащителей вопросы:

текстурные и структурные особенности руд (форма и размер минеральных частиц, характер вкрапленности минералов и сростания минеральных образований);

наличие в руде различных генераций минералов;

степень и характер изменений руд, происшедших в результате различных природных процессов;

наличие микровключений других минералов;

характеристику золота (форма, размер, структура и состояние поверхности частиц, ассоциация с другими минералами, наличие теллуридов).

Наиболее типичные формы выделения минералов и характер их сростаний между собой необходимо иллюстрировать фотографиями. Фотографии можно выполнять как с образцов в натуральном виде, так и под микроскопом при различном увеличении. Более наглядными являются цветные фотографии.

При обнаружении в руде двух или более генераций одного минерала желательно установить различие их свойств, состава, строения и др.

Микроскопическое изучение, как правило, позволяет уверенно диагностировать все наиболее распространенные в золотых и комплексных золотосодержащих рудах минералы. Только в отдельных случаях и при проведении детальных минералогических исследований привлекают другие методы: рентгеноструктурный анализ, электронную микроскопию, люминесцентный анализ и т. п.

Рентгеноструктурный анализ часто имеет решающее значение при диагностике минералов, когда по внешним признакам и оптическим свойствам распознать их трудно, а для химического анализа недостаточно материала. Анализуют монокристаллы минерала размером не менее 0,1—0,5 мм или пробу порошка в количестве 10—50 мг. В первом случае устанавливают сингонию, размеры элементарной ячейки, вид симметрии и уточняют химическую формулу, во втором — определяют межплоскостные расстояния и интенсивность отражения различными плоскостями в кристалле. Полученные результаты сравнивают с рентгенометрическими константами, имеющимися в специальных справочниках.

Электронная микроскопия позволяет увеличивать объекты в 150—200 тыс. раз. Помимо собственно электронномикроскопических снимков можно получать электронограммы исследуемых объектов в проходящих и отраженных лучах. При работе с электронным микроскопом пользуются прямым или косвенным методом. Первый применяют при исследовании тонкодисперсных минералов (глинистых, гидроокислов железа), второй — при исследовании металлов, сульфидов, окислов и других кристаллически плотных минералов.

Люминесцентный анализ позволяет по цвету люминесценций определять ряд урановых минералов, флюорит, доломит, шеелит, церуссит, арагонит, циркон и др.

Фазовым анализом, основанным на селективном растворении минералов, количественно определяют минеральную форму меди, свинца, цинка, молибдена и др. Фазовый анализ постоянно используют при исследовании золотых и комплексных золотосодержащих руд. Он особенно необходим для определения минерального состава сложных частично окисленных и окисленных руд. Фазовому анализу на цветные металлы посвящены специальные работы [27, 119, 121].

§ 4. Выделение и изучение мономинеральных фракций

Для определения свойств составляющих руды минералов последние выделяют в самостоятельные фракции. Минералы выделяют различными методами: ручной выборкой из кусковой руды, отбором с помощью иглы и различных приспособлений под бинокулярным микроскопом из измельченной руды, в тяжелых жидкостях, селективным растворением, гравитационными, электрическими и флотационными методами обогащения и др. [11]. Качество фракций в процессе их выделения контролируют под бинокулярным микроскопом, а качество готовых фракций — методами химического и минералогического анализов.

Ниже описаны методики, предусматривающие широкое использование механизированных обогатительных операций (концентрацию на столе, флотацию, магнитную и электрическую сепарацию), которые позволяют обрабатывать навески руд до нескольких десятков килограммов и получать мономинеральные или обогащенные одним минералом фракции достаточно большого веса.

Руду измельчают до $-0,2$ мм и обесшламливают по классу $0,04$ мм. Обесшламливание целесообразно проводить в две стадии: в первую стадию удаляют шлам мельче $20-30$ мкм в гидроциклоне или отмучиванием, во вторую стадию песковую фракцию промывают водой на сите $0,04$ мм. Обесшламленный материал рассеивают на два класса: $-0,2+0,071$ мм и $-0,071+0,04$ мм. В дальнейшем каждый класс обрабатывают отдельно. Руды с мелкой вкрапленностью минералов необходимо измельчать более тонко.

Выделение мономинеральных фракций из первичных золотых руд. К числу распространенных в этих рудах минералов относятся кварц, полевые шпаты, кальцит, пирит. Минералы разделяют по схеме, показанной на рис. 14.

Первой операцией является обогащение на концентрационном столе. Лабораторный концентрационный стол с производительностью $30-60$ кг/ч выпускает опытный завод института Механобр. В концентрат переходят пирит, золото и другие тяжелые минералы, в хвосты — кварц, полевой шпат, кальцит. На столе без особых затруднений можно обработать большой объем материала и получить

достаточное количество тяжелых минералов, что очень важно для малосульфидных золотых руд.

Пирит от свободного золота можно отделить отмывкой в фарфоровых чашках в тяжелой жидкости плотностью 2,9 (бромформ или тетрабромэтан). Для отмывки используют две стандартные фарфоровые чашки диаметром, например, 130 и 90 мм. В большую чашку наливают около 100 см³ тяжелой жидкости, в малую — помещают около 5—8 г сепарируемого материала. Опустив край чашки с материалом в тяжелую жидкость, круговыми движениями с периодическим сливом выделяют вначале самую легкую фракцию (например,

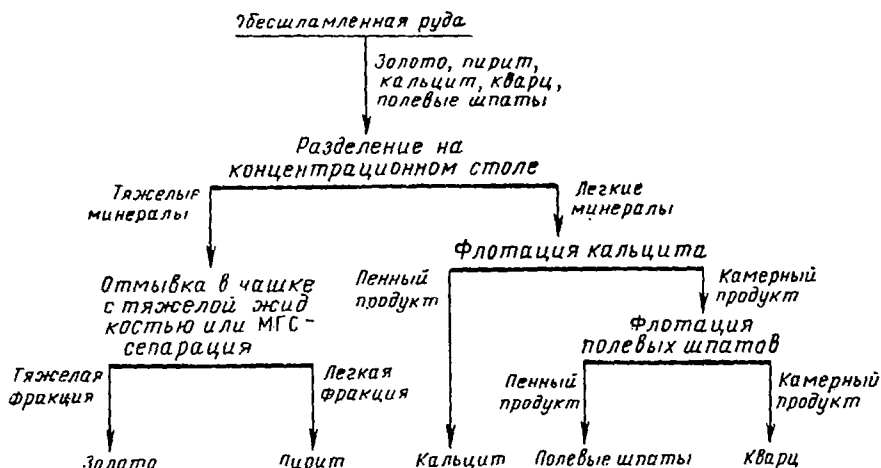


Рис. 14. Принципиальная схема выделения мономинеральных фракций из первичных золотых руд

сростки пирита с кварцем и другими легкими минералами), затем пирит, сростки пирита с золотом и, наконец, в малой чашке остается самый тяжелый минерал — золото.

Отмывать пирит от золота лучше в неглазурированных фарфоровых чашках или лодочках (куветках) прямоугольной формы размерами 80×60 мм.

Тяжелую жидкость, в которой разделяли минералы, отфильтровывают и оставляют для дальнейшего использования. Безвозвратные потери жидкости на обработку навески 5 г составляют 10—20 г (вследствие испарения и остатка ее в осадке при фильтрации). Остаток тяжелой жидкости во фракциях минералов удаляют промывкой спиртом.

Хвосты концентрационного стола делят на мономинеральные фракции флотацией. Вначале флотируют кальцит олеиновой кислотой при pH=9, создаваемом кальцинированной содой. Для подавления полевого шпата и кварца во флотацию следует подавать

жидкое стекло (200—300 г/т). Две-три флотационные перемешивающие пенного продукта обычно позволяют получить фракцию, содержащую 98—99% кальцита.

Из камерного продукта кальцитовой флотации извлекают полевой шпат, флотируя его катионным собирателем АНП-14 при рН=2, создаваемом плавиковой кислотой. Собиратель вводят в несколько приемов (3—4 раза по 50 г/т), каждый раз снимая пенный продукт — полевой шпат. Затем в пульпу загружают большую дозу АНП-14 (около 1—2 кг/т), чтобы удалить в пену остатки полевого шпата. В камере машины остается кварц.

Немагнитные минералы можно разделять магнитогидростатической сепарацией (МГС-сепарацией) [12]. Этот способ заключается в расслаивании смеси минералов по плотности в среде искусственно утяжеленной парамагнитной жидкости. Кювету из оргстекла с парамагнитной жидкостью помещают в зазор между полюсами электромагнита, создающего неоднородное магнитное поле с градиентом, направленным вниз. Парамагнитная жидкость вытягивается в область наибольшей напряженности магнитного поля, т. е. вниз. Поскольку направления действия на парамагнитную жидкость сил земного и магнитного притяжения совпадают, то эти силы складываются и жидкость «утяжеляется». В суживающемся сверху вниз зазоре электромагнита (например, клиновидном) напряженность поля соответственно возрастает в том же направлении, что обуславливает различие «утяжеления» парамагнитной жидкости от верхних к нижним ее слоям. В этом случае смесь немагнитных минералов расслаивается — каждый минерал поднимается в кювете на тот уровень, который соответствует его плотности.

Созданный в ЦНИГРИ и СКБ МГ СССР сепаратор МГС-1 имеет следующие параметры:

Зазоры между полюсными наконечниками, мм	9, 10, 12, 16
Максимальная напряженность магнитного поля между полюсными наконечниками при зазоре 9 мм, э	20 000
Максимальная потребляемая мощность, квт	1,3
Число сменных сепарационных камер	7
Число пар сменных полюсных наконечников	5
Основные размеры сепаратора, мм	1000×560×1200
Вес, кг	900

На сепараторе можно делить материал крупностью от 2 до 0,1 мм. Материал предварительно подвергают магнитной сепарации и немагнитную фракцию, рассеивают на узкие классы. Каждый класс сепарируют порциями весом от 0,3 до 40 г, в зависимости от емкости сепарационной камеры. Используя в качестве парамагнитной жидкости насыщенный водный раствор хлористого марганца (магнитная восприимчивость 83), в камере можно достичь «утяжеления», эквивалентного плотности 8,5, и легко отделить золото от сульфидов. Используя другие растворы (водные растворы хлористого диспрозия или бромистого эрбия), обладающие большей магнитной восприимчивостью, можно достичь «утяжеления», эквива-

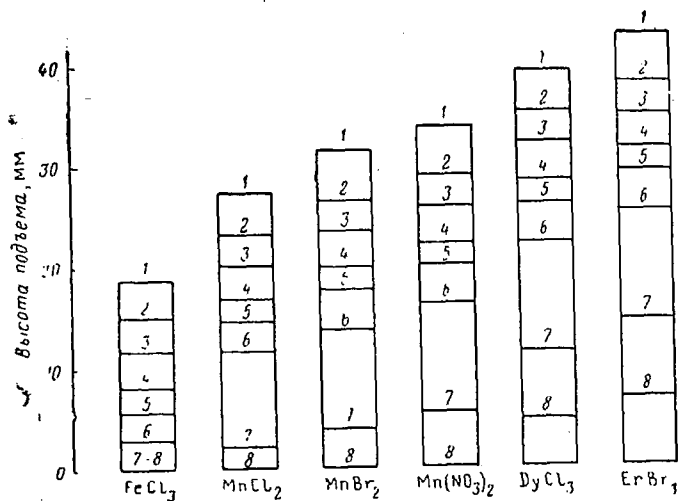


Рис. 15. Высота подъема минералов и металлов в различных парамагнитных жидкостях при МГС-сепарации:
 1— кварц; 2— апатит; 3— дистен; 4— барит; 5— пирит; 6— арсениопирит; 7— свинец; 8— золото

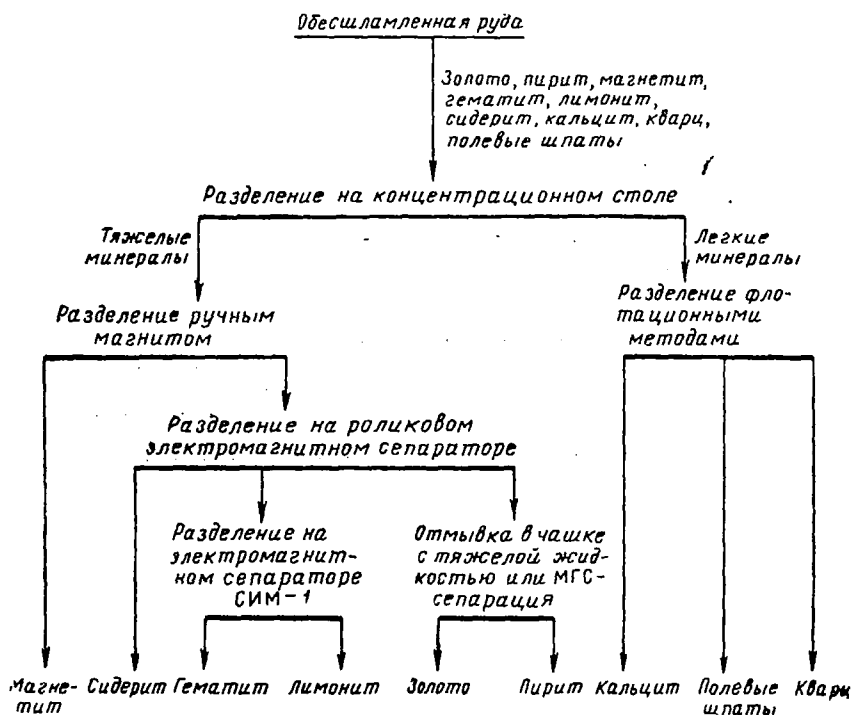


Рис. 16. Принципиальная схема выделения мономинеральных фракций из окисленных и частично окисленных золотосодержащих руд

лентного плотности 19 (рис. 15). Это позволяет разделять очень тяжелые металлы, например медь, серебро, золото, платину.

Выделение мономинеральных фракций из окисленных и частично окисленных золотосодержащих руд, содержащих свободное золото, пирит, магнетит, гематит, лимонит, сидерит, кварц, полевые шпаты и кальцит, проводят по схеме, показанной на рис. 16.

После обогащения на столе тяжелые минералы осторожно высушивают и подвергают магнитной сепарации ручным магнитом с чехлом (РМЧ). В магнитную фракцию извлекается магнетит. Две-

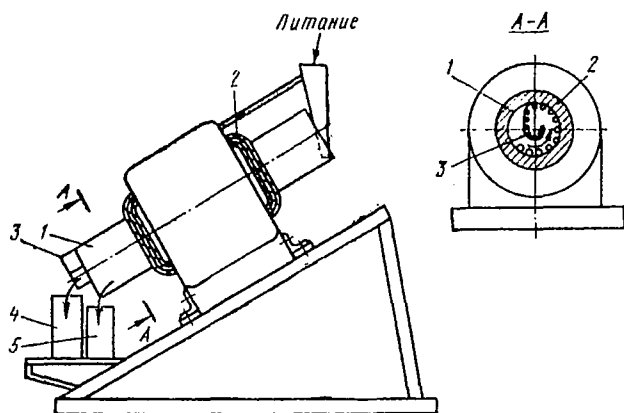


Рис. 17. Электромагнитный сепаратор с бегущим полем: 1—труба из немагнитного металла; 2—статор электродвигателя; 3—желоб для магнитной фракции; 4—приемник для магнитной фракции; 5—приемник для немагнитной фракции

три пересортировки фракции ручным магнитом позволяют довести содержание магнетита в ней при обработке крупного класса ($-0,2 + 0,071$ мм) до 98—99%, а при обработке мелкого класса — до 70—80%. В последнем случае магнитную фракцию нужно обогащать в электромагнитном сепараторе с бегущим полем, где за три-четыре пересортировки удастся получить мономинеральную фракцию магнетита.

Сепаратор с бегущим магнитным полем (рис. 17) представляет собой медную или латунную трубу, проходящую через статор от трехфазного электродвигателя мощностью 0,5—0,7 квт. Внутри трубы вдоль ее осевой линии установлен желоб для сбора магнетита, изготовленный из такого же немагнитного материала, как и труба. Проходящий через обмотку статора переменный ток образует в трубе бегущее магнитное поле. Под действием поля магнетит поднимается вправо вверх почти на 180° и, встретив на своем пути желоб, падает в него, попадая затем в приемник 4. Немагнитные и слабомагнитные минералы перемещаются по трубе и выгружаются в приемник 5.

Немагнитную фракцию, полученную при разделении ручным магнитом, подвергают электромагнитной сепарации на роликовом сепараторе 138Т-СЭМ, на котором можно обрабатывать навески не меньше 40—50 г. При силе тока в катушках электромагнита около 3—4 а в магнитную фракцию переходит сидерит, а при 5—6 а — гематит и лимонит. Последние можно разделить на изодинамическом электромагнитном сепараторе СИМ-1 в режиме: сила тока 0,15 — 0,30 а, поперечный наклон лотка 3°, продольный наклон 20°. Материал перед сепарацией необходимо рассеять на узкие классы (—0,15+0,1 мм; —0,1+0,071; —0,071+0,04 мм).

В немагнитной фракции роликового сепаратора концентрируются золото и пирит. Эти минералы можно разделить отмывкой в чашке с тяжелой жидкостью или магнитогидростатической сепарацией.

В окисленных и частично окисленных рудах пирит часто окислен с поверхности. Такой пирит слабомагнитен и при обработке материала на роликовом сепараторе попадает в магнитную фракцию. В этом случае мономинеральную фракцию пирита можно выделить при обработке материала на изодинамическом сепараторе, подобрав соответствующий режим.

Смесь легких минералов, полученную на концентрационном столе, делят флотационными методами, как описано выше.

Мономинеральные фракции из золото-пиритных и золото-мышьяковых руд можно выделить в последовательности, показанной на схеме рис. 18. Схема не предусматривает обработку руды на концентрационном столе, так как в этих рудах содержание сульфидов обычно довольно высокое.

Ручным магнитом из руды выделяют пирротин. Немагнитную фракцию обрабатывают на электрическом сепараторе ПС-1, на котором можно обрабатывать навески 4—5 г и больше. В проводящую фракцию переходят золото, пирит и арсенопирит, а в непроводящую — кварц, полевые шпаты и кальцит. Сrostки можно сконцентрировать в промпродукт.

Электрическую сепарацию проводят в следующих ориентировочных условиях: угловое положение координирующего электрода 55° и отклоняющего 35°, расстояние между коронирующим и осадительным электродами 20 мм, а между отклоняющим и осадительным — 15 мм. Требуемое напряжение подбирают экспериментально обычно в пределах 6—15 кв. Скорость вращения осадительного электрода (барабана) зависит от крупности обрабатываемого материала: ориентировочно для крупных классов (до класса —0,2+0,071 мм) она составляет 120 об/мин, а для класса —0,071+0,04 мм — 140—180 об/мин. Перечистки полученных фракций обычно проводят в режиме основной операции.

Минералы проводящей фракции можно разделить отмывкой в чашке в тяжелой жидкости или МГС-сепарацией. Пирит от арсенопирита легко отделяют на качающейся наклонной плоскости, где деление происходит в основном вследствие различия форм и коэффициентов трения минералов.

Кальцит, кварц и полевые шпаты разделяют флотационными методами.

Выделение мономинеральных фракций из золото-полиметаллических руд. В рудах этого типа много проводящих минералов, которые в самом начале обработки целесообразно выделить на электрическом сепараторе ПС-1 (рис. 19). Сепарацию проводят в тех же условиях, которые были указаны для обработки золото-пиритных и золото-мышьяковых руд.

Проводящую фракцию, содержащую золото, пирит, халькопирит, галенит и марматит, разделяют на электромагнитном сепара-

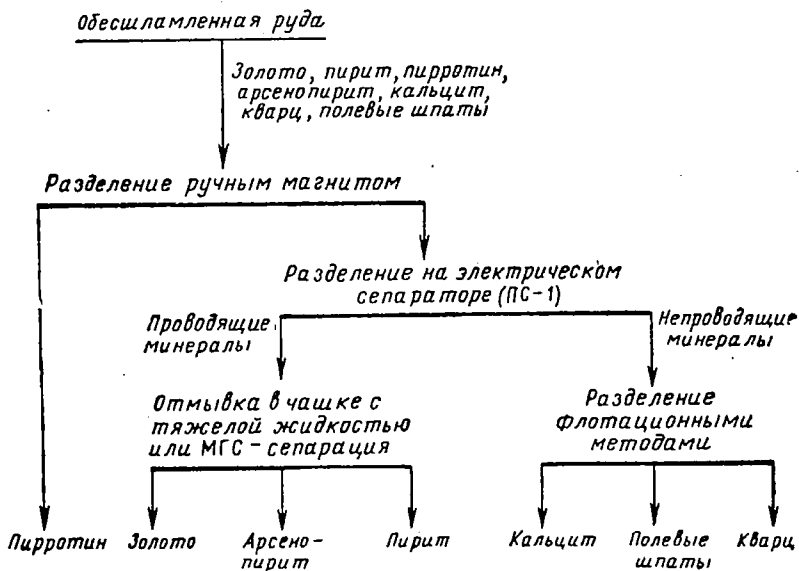


Рис. 18. Принципиальная схема выделения мономинеральных фракций из золото-пиритных и золото-мышьяковых руд

торе УЭМ-1Т или на сепараторе Окунева. Вначале при напряженности магнитного поля 2—3 тыс. э (0,05—0,1а на УЭМ-1Т) в магнитную фракцию выделяют марматит, затем при напряженности 5—6 тыс. э (0,15—0,2а на УЭМ-1Т) — халькопирит. Магнитные фракции переочищают отдельно несколько раз и получают мономинеральные фракции марматита и халькопирита.

Немагнитную фракцию, состоящую из золота, пирита и галенита, разделяют отмывкой в чашке в тяжелой жидкости или МГС-сепарацией.

Клейофан из непроводящей фракции легко выделить в тяжелой жидкости плотностью 2,9 г/см³. Легкие минералы разделяют флотацией.

При использовании изложенных методик следует иметь в виду;

что в них указаны лишь принципиальные схемы и ориентировочные режимы, которые в процессе работы должны уточняться применительно к конкретным рудам и поставленным задачам. Для получения мономинеральных фракций ряда минералов необходимо использовать и другие, не указанные здесь методы и разрабатывать новые схемы. Например, выделение углистых веществ ведут по схеме: флотация углистых веществ с реагентами-вспенивателями (основным маслом, бутниловым или изоамиловым спиртами и др.), об-

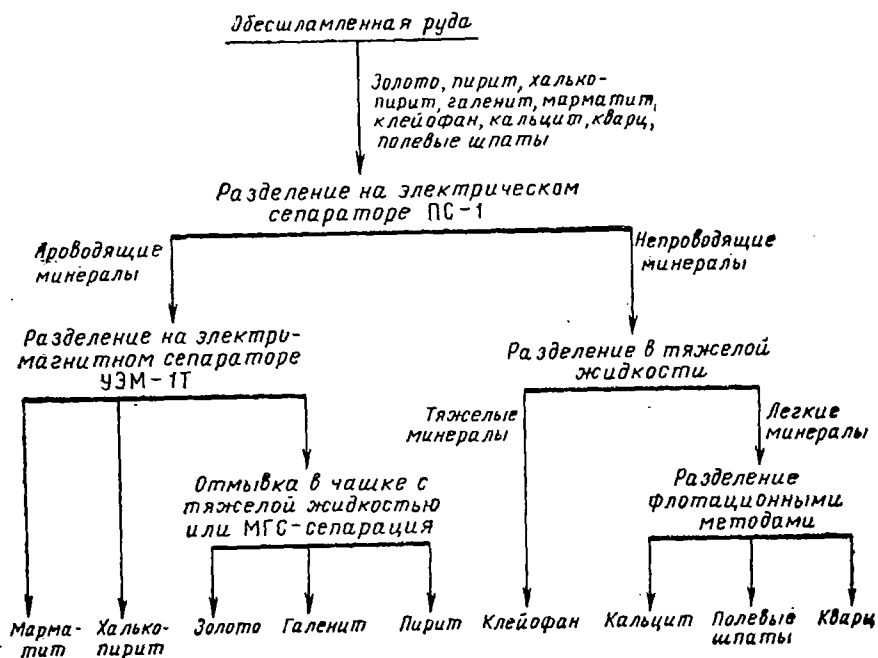


Рис. 19. Принципиальная схема выделения мономинеральных фракций из золото-полнметаллических руд

работка концентрата HNO_3 для разложения сульфидов, растворение выделившейся серы щелочью, разделение остатка в бромформе, обработка легкой фракции HF , затем крепкой и слабой HCl для разложения минералов группы кварца и силикатов, растворение получающихся продуктов 10%-ным раствором соды. Остаток — углистое вещество — промывают кипячением в дистиллированной воде, высушивают при температуре 100°C и изучают [128].

Изучение мономинеральных фракций начинают с определения их состава методами спектрального и химического анализа. При этом следует учитывать известные данные о примесях в минералах. Так, весьма часто пирит содержит примеси кобальта, никеля, сурьмы; пирротин — меди, никеля, кобальта; арсенопирит — кобальта, висмута, никеля, сурьмы; галенит — меди, цинка, висмута, сурьмы,

молибдена; сфалерит — меди, олова; магнетит — титана, хрома, ванадия, никеля.

Наиболее известные ассоциации минералов с редкими и рассеянными элементами приведены в табл. 10.

Таблица 10

Ассоциация редких и рассеянных элементов с минералами

Минералы	Элементы
Пирит	Cd, Ga, In, Ge, Se, Te
Пирротин	Cd, In, Te, Re
Арсенопирит	Ga, In, Tl, Se, Te
Галенит	Cd, Ga, In, Tl, Ge, Se, Te
Сфалерит	Cd, Ga, In, Tl, Ge, Se, Te, Re
Халькопирит	Cd, Ga, In, Tl, Ge, Sn, Te, Re
Магнетит	Sc, Zr, Nb, Ta, Cd, Ga, Ge, Se
Гематит	Sc, Nb, Ta, Ge
Лимонит	Nb, Ta, Ge, Se, Te
Сидерит	In
Полевые шпаты	Li, Be, Ga, Tl, Ge
Биотит	Li, Be, Rb, Cs, Sc, Zr, Nb, Ta, Ga
Мусковит	Li, Be, Rb, Cs, Sc, Zr, Ta, Ga, Nb
Турмалин	Li, Be, Cs, Sc, Zr, Nb, Ta, Ga, In, Ge

Невидимое под микроскопом тонкодисперсное золото встречается в сульфидах (больше — в пирите), окислах железа, кварца, а тонкодисперсное серебро — в галените. Для определения золота в мономинеральных фракциях помимо пробирного, пробирно-химического и пробирно-спектрального анализов можно использовать высокочувствительные и требующие сравнительно небольших навесок экстракционно-фотометрический, атомно-абсорбционный спектрофотометрический, флуориметрический, экстракционно-спектрофотометрический. Выбирая метод анализа, следует учитывать, что при определении золота в кварце и других нерастворимых в царской водке минералах пробирная плавка или разложение во фтористоводородной кислоте являются неизбежными операциями.

Некоторые мономинеральные фракции целесообразно подвергать специальному изучению, в первую очередь определяя свойства, существенно влияющие на технологию обработки.

Например, у углистых веществ следует обязательно определять сорбционную способность к золоту в цианистом растворе. Необходимые для этого углистые вещества получают так, чтобы не изменить их сорбционные свойства. Вещество измельчают до 90—95% —0,071 мм и опробуют на золото. Затем навеску порошка цианируют, для чего засыпают в склянку, заливают цианистым раствором концентрацией 0,05—0,07% NaCN, 0,01—0,02% CaO и 3—6 мг/л Au и перемешивают 24 ч. В процессе перемешивания поддерживают заданные концентрации цианида и щелочи добавлением в склянку соответствующих количеств реагентов. Методика проведения цианирования описана в главе IV, § 7.

После перемешивания углистое вещество и раствор разделяют фильтрованием, а осадок тщательно промывают холодной водой. Если углистое вещество до перемешивания с цианистым раствором не содержало золота, то сорбционную способность определяют по результатам анализов раствора и осадка и выражают количеством золота в граммах на тонну углистого вещества. Если углистое вещество содержало золото, то промытый осадок вновь загружают в склянку и перемешивают не менее 6 ч с раствором реагента, десорбирующим золото. Десорбирующими реагентами могут быть водный раствор Na₂S и NaOH, содержащий соответственно 2—3 и 3—4% реагентов, горячий цианистый раствор, содержащий 1—2% NaCN и 3—4% NaOH. Десорбцию цианистым раствором необходимо проводить в стакане с мешалкой; стакан устанавливают в вытяжном шкафу над газовой горелкой или электроплиткой и поддерживают температуру раствора в пределах 60—80°C. Удобнее эту операцию проводить с использованием электромагнитных мешалок.

Осадок после перемешивания с десорбирующим раствором отфильтровывают, промывают водой и сушат. Анализом цианистого раствора, осадка и десорбирующего раствора определяют сорбционную способность углистого вещества и количество золота, перешедшего в цианистый раствор из осадка. Следует отметить, что десорбция золота с угля указанными реагентами протекает далеко не полно. Поэтому получаемые результаты не являются достаточно точными.

Некоторые глинистые минералы (монтмориллонит, бейделлит, сапонит и др.), а также цеолиты обладают катионообменными свойствами, которые могут существенно влиять на показатели флотации, цианирования и фильтрования. В связи с этим при исследовании глинистых руд целесообразно выделять такие минералы в мономинеральные фракции и определять их обменную емкость с различными ионами [6].

Известно, что халькопирит различных месторождений и разновидности этого минерала одного месторождения имеют различную растворимость в цианиде. Поэтому при исследовании медистых и золото-медных руд полезно определять растворимость в цианиде халькопирита и других медных минералов, выделенных в мономинеральные фракции.

§ 5. Характеристика золота

Характеристику или свойства золота устанавливают технологическими испытаниями руды, минералогическим и фазовым анализом и специальными исследованиями. Стандартной методики, пригодной для всех типов руд, нет. Ее выбирает каждый исследователь в зависимости от характера руды, цели исследования и имеющейся аппаратуры. Наиболее надежные результаты получают при использовании комплекса методов.

Определение золота в гранулометрических классах руды дает лишь некоторые представления о свойствах золота. Руду крупностью 2 мм или мельче делят на классы рассеиванием и отмучиванием. Целесообразно классифицировать руду такой крупности, при которой золото будет извлекаться основным для данной руды методом. Обычно эта крупность находится в пределах от 90—95% — 0,315 мм до 90—95% — 0,071 мм. Навеску руды делят на классы, например — 0,01, — 0,02 + 0,01, — 0,04 + 0,02, — 0,071 + 0,04, — 0,1 + 0,071, — 0,2 + 0,1 и + 0,2 мм. Каждый класс взвешивают и анализируют на золото. Если материала какого-либо класса недостаточно для анализа, то берут вторую навеску руды и выделяют из нее нужный класс. По полученным данным можно судить о равномерности (или неравномерности) содержания золота в классах и о его распределении по классам. В крупных классах могут быть свободные частицы крупного золота, а также мелкое и тонкодисперсное золото, связанное с минералами. В связи с этим делать заключение о наличии в руде крупного золота на основании только золотосодержания крупных классов нельзя.

Представления о свойствах золота в гранулометрических классах могут быть существенно дополнены установлением корреляционных зависимостей между содержанием золота и других элементов в классах, а также амальгамацией и цианированием классов руды. В классах помимо золота целесообразно определять содержание серы, цветных и редких металлов сульфидной серы и теллура. Использование для определения свойств золота амальгамации и цианирования как операций фазового анализа описано ниже.

Определением золота в мономинеральных фракциях выясняют ассоциацию металла с тем или иным минералом. При анализе получаемых данных следует иметь в виду следующие обстоятельства.

Во-первых, содержание золота в той или иной фракции определяется не только золотосодержанием основного минерала, но и золотосодержанием содержащихся примесей других минералов. Очень часто золотосодержание фракций кварца, карбонатов и сланцев является следствием присутствия в них небольших количеств золотосодержащих сульфидов. Поэтому, чем чище фракция, тем ближе значения содержания золота во фракции и в основном минерале.

Во-вторых, если в минерале присутствует крупное или мелкое золото, то его золотосодержание изменяется с изменением степени из-

мельчения. С увеличением степени измельчения крупное и мелкое золото освобождается от связи с минералом и последний становится менее золотоносным. В связи с этим крупные фракции минерала могут быть богаче золотом, чем мелкие. Однако, причиной этого может быть и присутствие в руде разных генераций одного минерала, различающихся измельчаемостью и золотоносностью.

В-третьих, присутствующее в измельченной руде свободное золото обогащает фракцию тяжелых минералов. При магнитной сепарации тяжелых минералов золото переходит как в немагнитную, так и магнитную подфракции. В последнюю попадает золото с покрытиями из окислов железа или с примесью металлов платиновой группы или железа.

Опытный исследователь нередко характеризует золото в руде по результатам технологических испытаний. Действительно, высокое извлечение золота отсадкой при малом выходе концентрата свидетельствует о наличии в руде крупного золота. Количество крупного золота в концентрате будет равно количеству всего извлеченного в концентрат золота за вычетом мелкого и тонкодисперсного золота, связанного с минералами. Высокое содержание золота в тонкоизмельченных сульфидах после их цианирования указывает на наличие тонкодисперсного золота. Быстрое растворение золота при цианировании руд может происходить за счет вскрытого тонкодисперсного золота или золота с губчатой структурой. Однако, данные технологических испытаний без специальных минералогических исследований и фазового анализа обычно не позволяют уверенно судить о всех свойствах золота.

Минералогические методы исследования золота. Микроскопическое изучение шлифов (аншлифов, прозрачных и монтированных) позволяет определить крупность и форму золота, структуру, характер поверхности, связь с минералами, наличие теллуридов. Шлифы, предназначенные для обнаружения золота, должны быть безрельефными и тщательно отполированными.

Характеризуя золото по размеру, следует указать преобладающий размер частиц, а также размеры наибольших и наименьших частиц.

Структуру частиц золота определяют под микроскопом после травления шлифа или соответствующей части его специальными реактивами [83, 86].

Пробу отдельных частиц золота в полированных шлифах можно определять по отражательной способности. В ЦНИГРИ для этой цели сконструирован прибор на базе металлографического микроскопа МИМ-8м. Для оценки отражательной способности достаточна площадка золота размером 0,01 мм; определение осуществляется в течение 15—20 мин. Точность определения пробы высокопробного золота составляет 1,5%, а низкопробного — 2,5%. Метод требует шлифов высокого качества.

Для экспрессного определения пробы золота в шлифах и штафах можно воспользоваться термоэлектрическим способом [48].

Способ основан на измерении термоэлектродвижущей силы, возникающей на контакте двух разнородных электродов, имеющих разные температуры. К частице золота размером не менее 0,2—0,3 мм на короткое время подводят два электрода: угольный (нагреваемый) и стальной. Возникающая при этом между электродами термоэлектродвижущая сила будет тем выше, чем ниже проба золота. Замерив величину термоэлектродвижущей силы, по эталонной кривой определяют пробу исследуемой частицы золота. Определение продолжается всего 2—3 мин.

Часто золото перед микроскопическим изучением концентрируют различными гравитационными методами: на концентрационном столе, отсадкой, обогащением в тяжелых жидкостях и др. Из полученных концентратов изготавливают шлифы для микроскопического изучения. Недостатком гравитационных методов обогащения является неудовлетворительное извлечение в концентраты мелкого золота и теллуридов золота. Теллуриды золота можно сконцентрировать флотацией, используя в качестве реагентов лишь сосновое масло или эмульсии углеводородных масел.

Для концентрации мелкого золота и теллуридов помимо флотации можно использовать специальный механизированный лоток — «суппер-паннер» [149]. Лоток длиной 750 мм и шириной 250 мм изготовлен из алюминия, приводится в колебательные движения в направлениях вдоль и поперек оси. По поверхности лотка протекает вода. Для наблюдения за процессом расслоения материала лоток снабжен бинокулярным микроскопом. Материал перед обработкой на лотке классифицируют по крупности в многоконусном воздушном классификаторе на классы $-44+30$, $-30+20$, $-20+15$ и $-15+10$ мкм. Затем каждый класс обрабатывают на лотке с получением фракций золота, калаверита, галенита, пирита и других минералов. Из фракций изготавливают брикетные шлифы, которые изучают под микроскопом.

С помощью механизированного лотка из хвостов цианирования удавалось выделить в отдельную фракцию теллуриды золота при содержании их в хвостах 0,1 г/т. Для этого 10—15 кг хвостов обогащали флотацией, флотационный концентрат классифицировали в воздушном классификаторе и каждый класс обрабатывали на лотке. Теллуриды обнаруживали микроскопическим методом, просматривая материал непосредственно на лотке или в виде брикетного шлифа.

Диагностику теллуридов золота в концентратах лотка можно производить следующим методом: небольшое количество концентрата во влажном состоянии помещают на тугоплавкое предметное стекло и нагревают в пламени газовой горелки до размягчения стекла. При такой температуре частицы концентрата прилипнут к стеклу, которое затем переворачивают, и продолжают нагревать частицы в течение нескольких минут прямо в пламени горелки. В результате такой обработки каждая частица теллурида превращается в королек золота или сплава серебра с золотом, окружен-

ный цветным кольцом, которое хорошо видно под бинокулярным микроскопом [145].

На механизированном лотке можно обрабатывать небольшие навески — до 1 г. Еще меньшие навески (до 50 мг) можно обогащать на механизированном микролотке — «микро-паннере» [73]. Конструктивно он мало отличается от механизированного лотка. На микролотке можно обогащать не только в воде, но и в тяжелой жидкости. Иногда на микролотке удается разделять материал мельче 10 мкм.

Микроскопическое изучение шлифов практически лишь качественно характеризует золото. Для количественной характеристики необходимо просматривать очень много шлифов. По подсчетам И. Н. Масленникова (рис. 20), а также И. С. Волинского (табл. 11), количественная оценка золота по крупности требует многих

Таблица 11

Вероятность частоты обнаружения частиц
золота в шлифах сульфидной руды
(расчетные данные)

Содержание золота в руде, г/т	Частота обнаружения частиц золота крупностью, мм, число частиц × число шлифов		
	1	0,25	0,01
1	1×12000	1×700	4×5
5	1×2300	1×140	4×1
10	1×1150	1×70	8×1

десятков, а чаще сотен шлифов [16, 66]. Необходимое для просмотра количество шлифов зависит от содержания и крупности золота. Если в руде преобладает по весу крупное золото (рис. 20, 2) шлифов требуется больше, чем для руды с равным количеством золота различной крупности (рис. 20, 1). Необходимое количество шлифов особенно возрастает тогда, когда в руде содержится больше мелкого золота и вероятность попадания в поле шлифа крупных частиц резко снижается (рис. 20, 3). На практике изготовлять и изучать шлифы в таком большом количестве затруднительно. Кроме того, характеристику золота по числу и размеру частиц необходимо переводить в весовые показатели, что обычно сопряжено с большой ошибкой.

Метод микроскопического просмотра шлифов не позволяет изучать тонкодисперсное золото, так как предельная разрешающая способность световых микроскопов составляет 0,5 мкм. Для изучения тонкодисперсного золота предприняты попытки использовать электронный микроскоп [35, 147]. С его помощью при увеличении свыше 200000 обнаруживают частицы золота размером в несколько сотых долей микрона. Однако, вполне надежными эти определения считать нельзя, так как диагностируют золото в этом случае косвенным путем.

Изучение предварительно выделенного золота. Золото выделяют механическими или химическими методами. В первом случае тонкоизмельченную руду обогащают на гравитационных аппаратах (шлюзе, концентрационном столе, трубчатом гидравлическом классификаторе, отсадочной машине и пр.) или в тяжелых жидкостях. Обогащение протекает эффективней, если материал предварительно рассеян на узкие классы. Из получаемых концентратов золото выделяют вручную под бинокулярным микроскопом. Этим методом удастся извлекать частицы золота не мельче 15—20 мкм. Существенным недостатком метода является трудоемкость операции выделения золота из концентратов.

Выделенное золото изучают под бинокулярным микроскопом, определяя размер и форму отдельных частиц, а также наличие покрытий. Состав частиц золота и покрытий устанавливают микрохимическим или спектральным анализом.

Микрохимический анализ частиц золота общим весом 30 мг позволяет определить содержание Au, Ag, Cu, Pb, Fe, Bi, As, Sb, Se, Te и нерастворимого остатка [120]. Метод позволяет проводить послыйный анализ частиц золота. Для этого необходимы монолитные изометричные частицы общим весом не менее 50 мг, которые очищают горячей HCl, затем обрабатывают царской водкой до растворения внешнего слоя. Полученный раствор, а также выделившийся хлорид серебра и нерастворимый остаток анализируют. Затем частицы золота вновь обрабатывают царской водкой, получая продукты средних слоев, и, наконец, растворяют остатки золота, представляющие центральные части золотин.

Для микрохимического анализа покрытий на золоте 50—100 мг золота (с покрытиями) взвешивают на аналитических или пробирных весах и обрабатывают кислотами, не затрагивая золота. Уменьшение веса частиц золота равно весу покрытий.

Химическим анализом раствора определяют их состав (Ag, Cu, Pb, Fe, S, As, Se и Te).

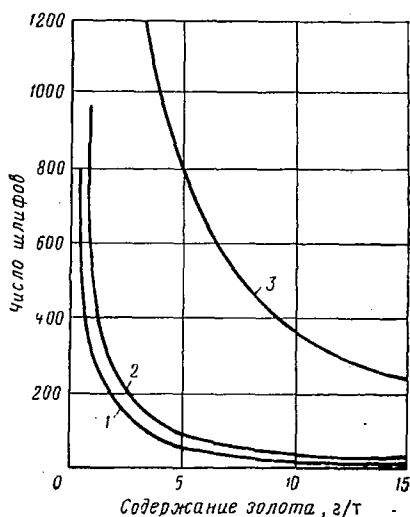


Рис. 20. Необходимое количество шлифов в зависимости от содержания и крупности золота в руде: 1—с равным количеством крупного и мелкого золота; 2—с преобладанием крупного золота; 3—с преобладанием мелкого золота

Состав частиц золота можно определять в навеске 3—5 мг спектральным методом. В этом случае количественному анализу поддаются Ag, Cu, Te и ряд других элементов.

В большинстве случаев рудное золото представляет собой твердый раствор золота с серебром; содержание других примесей обычно не превышает одного процента. Поэтому, определяя в золоте содержание серебра, практически устанавливают пробу золота. Пробирный, микрохимический и спектральный методы определения серебра требуют сравнительно больших навесок и поэтому не позволяют определить пробу отдельных частиц золота. Эту задачу решают с помощью пробирного камня или микроспектральным анализом.

Для определения пробы золота на пробирном камне частицу золота крупностью не менее 0,2 мм без видимых механических примесей прижимают к пробирному камню и проводят черту. Цвет черты сравнивают с цветом черт, проведенных пробирными гиллами — эталонами, состоящими из сплавов золота и серебра в известных соотношениях. При определенном навыке этот метод обеспечивает следующую точность: для золота с пробой меньше 700—5%, для золота с пробой от 700 до 900—0,5%, и с пробой выше 900—1%. При определении пробы медистого золота, дающего розоватую черту, точность ниже. Метод позволяет определять пробу и более мелких частиц золота (до 0,1 мм), но с пониженной точностью.

Микроспектральный метод определения пробы применяется как для свободных частиц золота, так и частиц в полированных или монтированных шлифах [47]. Минимальный размер свободных частиц — 0,1 мм, а в шлифах — 0,3 мм. Метод позволяет определять пробу в пределах 700—1000; точность определения не уступает пробирному и микрохимическому методам (в интервале пробы 830—950 ошибка не превышает 1,5 единиц).

Пробу отдельных частиц золота весом не менее 0,02 мг можно определить атомно-абсорбционным анализом. В этом случае средняя квадратная относительная ошибка определения равна 0,64%, т. е. 6 единиц пробы. Метод применяется для золота любой пробы [58].

Для количественного определения примесей в золоте разработан спектральный метод, значительно превосходящий по производительности, точности и правильности микрохимический анализ [51].

Метод пригоден для определения As, Te, Sb и Pb в 5-миллиграммовой навеске природного золота любой пробы, размера, формы и структуры. Возможности метода характеризуются данными табл. 12.

Плотность частиц рудного золота из-за примесей других металлов, а также включений минералов и пустот обычно значительно ниже, чем у химически чистого золота. Плотность золота можно определить с помощью заполненной спиртом стеклянной трубочки

Т а б л и ц а 12

Возможности спектрального метода определения примесей в золоте

Определяемый элемент	Пределы содержания элементов в золоте, %	Чувствительность	
		относительная, %	абсолютная мкг
As	0,002—0,24	0,002	0,1
Te	0,003—0,3	0,003	0,15
Sb	0,002—0,3	0,002	0,1
Pb	0,001—0,3	0,001	0,05

внутренним диаметром 0,7—1 мм. Предварительно взвешенную навеску золота опускают в трубочку; повышение уровня спирта в трубочке наблюдают через горизонтально расположенный микроскоп с окуляром-микрометром. Минимальная навеска золота равна 12—15 мг. Если использовать трубочку диаметром 0,5—0,7 мм, то навеску можно уменьшить до 3—5 мг. Погрешность определения плотности данным способом составляет $\pm 0,01$ г/см³ [15].

Химический метод выделения золота состоит в растворении навески материала различными растворителями. При этом частицы золота остаются в остатке. Этим методом выделяют золото как из руд [8], так и из мономинеральных или обогащенных фракций. Обрабатывать растворителями можно довольно крупный материал (до 10 мм), что позволяет выделять частицы золота естественной формы и размера, не подвергая их деформации при измельчении.

Для растворения кварца и силикатов руду обрабатывают фтористоводородной кислотой при нагревании. Обработку следует вести в свинцовых чашках или в посуде из тефлона, который выдерживает температуру до 250°C. Если в разлагаемом материале нет сульфидов, можно применять платиновые чашки. Когда разложение закончится, в чашку заливают H₂SO₄ (1 : 1) и смесь нагревают до выделения паров H₂SO₄. При этом фторидные комплексы разрушаются, остатки фтористоводородной кислоты, фторид кремния SiF₄ и фториды некоторых других элементов возгоняются. Чашку охлаждают, стенки ее обмывают холодной водой и вновь нагревают до выделения паров H₂SO₄. Остаток разбавляют водой, нагревают до растворения солей и фильтруют с промывкой на фильтре горячей водой.

Горячая концентрированная H₂SO₄ растворяет большинство сульфидов, сопровождающих золото. Навеску помещают в коническую колбу из жаростойкого стекла. К пробе приливают концентрированную H₂SO₄ и нагревают до кипения на песчаной бане. Время разложения зависит от состава руды и степени ее измельчения. В среднем оно составляет 3—4 ч. Если видимое разложение еще не наступило, то, охладив пробу, приливают новую порцию H₂SO₄ и продолжают растворение до выделения паров H₂SO₄. К охлажден-

ному остатку осторожно приливают холодную воду, нагревают до растворения солей, отфильтровывают и промывают горячей водой.

Сульфиды можно растворять и HNO_3 . Растворение следует проводить на холоду или разбавленной кислотой, иначе выделяется элементарная сера, препятствующая полному разложению сульфидов и затрудняющая выделение из остатка частиц золота. После разложения смесь разбавляют, нерастворимый остаток отфильтровывают, осторожно обжигают и снова выщелачивают кислотой. При обжиге элементарная сера сгорает.

Гидроокислы железа и карбонаты хорошо растворяются в HCl . Обработку HCl следует вести в присутствии восстановителя — хлористого олова (SnCl_2), которое предупреждает появление в системе хлорного железа (растворителя золота).

Выбор растворителей и последовательность их использования зависят от того, какие минералы и в каком количестве присутствуют в рудах.

Окисленные руды вначале следует обрабатывать HCl и затем HF . HCl растворит окислы железа и других тяжелых металлов, а также карбонаты; HF — кварц и силикаты.

Частично окисленные руды целесообразно обрабатывать в три стадии: соответственно HCl , H_2SO_4 или HNO_3 и HF . Соляная кислота при длительном кипячении растворяет лишь часть сульфидов — сфалерит, галенит, пирротин. Остальные сульфиды растворяются в H_2SO_4 или HNO_3 .

Из первичных руд, содержащих кварц, силикаты и сульфиды, вначале выщелачивают HF кварц и силикаты, затем H_2SO_4 или HNO_3 сульфиды. Последовательность этих операций может быть обратной.

Во избежание потерь золота при разложении руд кислотами необходимо соблюдать ряд предосторожностей. Нельзя допускать появления в реакционной смеси растворителей золота: хлорного железа, серной кислоты в присутствии окислов марганца или азотной кислоты, теллуровой и селеновой кислот. Мелкие частицы золота часто находятся на поверхности раствора, поэтому все сливаемые или декантируемые растворы следует фильтровать, фильтры сжигать и золу просматривать под бинокулярным микроскопом. Фильтраты необходимо обязательно анализировать на золото. Всю посуду после пользования следует тщательно осмотреть (лучше через ручную лупу), так как частицы золота иногда прочно прилипают к стенкам.

Золото из остатков, получаемых после кислотного разложения навесок, выделяют либо вручную под бинокулярным микроскопом либо гравитационными методами (в тяжелых жидкостях, в восходящем потоке воды, на микролотке и др.). Иногда остатки сплавляют с углекислыми солями калия и натрия; получаемые сплавы выщелачивают водой и кислотами. Этим достигают дальнейшей концентрации золота.

Недостатками химического метода выделения золота являются: существенное изменение поверхности частиц золота вследствие растворения кислотами природных покрытий; разложение теллуридов золота; потери золота (механические и в результате растворения); трудоемкость и сложность метода.

Эти недостатки ограничивают использование метода в обычной лабораторной практике.

Следует отметить, что для выделения из руд золота с целью изучения его свойств нельзя использовать амальгамацию. При амальгамации в лабораторных условиях золото растворяется в ртути, поэтому естественные размеры, форма и состав частиц золота не могут быть определены.

Фазовый анализ рудного золота заключается в последовательном извлечении золота из измельченных руд амальгамацией, цианированием, цианированием остатка солянокислотой обработки и выщелачиванием царской водкой (рис. 21). Последующее определение золота в жидких фазах и твердом остатке позволяет количественно оценивать следующие формы золота: свободное амальгамирующееся, в сростках, с кислоторастворимыми покрытиями, заключенное в сульфидах, заключенное в кварце. Количество золота, заключенного в сульфидах, равно количеству золота в хвостах второй стадии цианирования за вычетом золота в кварце. Количество золота каждой формы удобно выражать в г/т руды или в процентах от содержания золота в руде.

Для анализа необходимо брать 0,8—1 кг руды. Такая навеска позволит определять содержание золота во всех продуктах по двум параллельным пробам, что повысит достоверность результатов. Целесообразно анализировать материал различной крупности, причем крупность должна варьировать в пределах, реальных для основных операций по извлечению золота (флотации и цианирования).

Амальгамацию удобно проводить в склянках емкостью 1 л. Каждая из них позволяет амальгамировать 250—300 г руды при содержании твердого в пульпе 40—50%. Методика амальгамации описана § 5 главы IV. От хвостов амальгамации после обезвоживания отбирают пробу весом 100 г на пробирный анализ (для плавки двух навесок по 50 г). Хвосты можно и не обезвоживать, пробу в этом случае отбирают от пульпы радиально-желобчатым сократителем.

Цианирование проводят в тех же склянках по методике, описанной в § 7 главы IV. Содержание твердого в пульпе 33%.

Продолжительность цианирования, равная 48 ч, гарантирует растворение крупного и очень крупного золота. Хвосты после тщательной отмывки от цианида и выделения пробы для пробирного анализа (200 г для плавки двух навесок по 100 г) обрабатывают раствором HCl с добавлением SnCl₂. Для приготовления раствора 65 г хлористого олова растворяют в 150 мл концентрированной HCl и добавляют воды до 1 л. Обработку проводят в стаканах

вначале на холоду, потом с подогревом. Остаток тщательно промывают и подвергают вторичному цианированию в режиме первого цианирования.

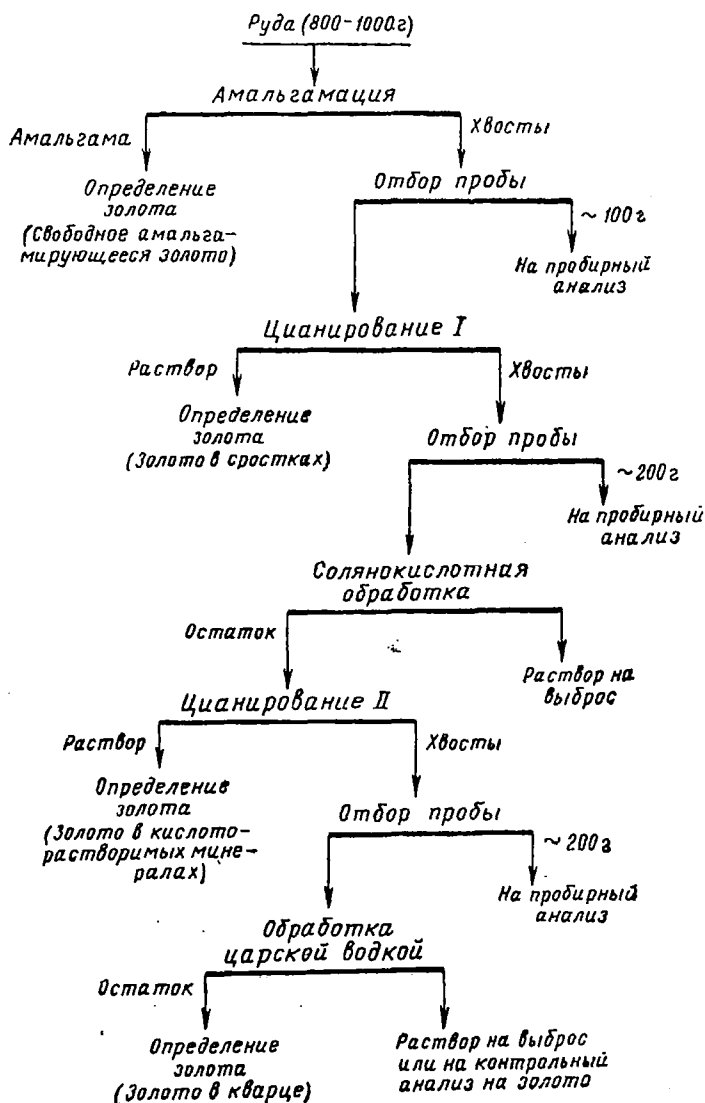


Рис. 21. Схема фазового анализа руд на золото

Хвосты цианирования обрабатывают царской водкой (3 объема HCl +1 объем HNO_3) в стаканах или конических колбах с подогреванием и периодическим перемешиванием стеклянной палочкой.

После растворения сульфидов содержимое стаканов разбавляют водой и отделяют жидкую фазу от твердой декантацией или фильтрованием. Остаток многократно промывают водой, сушат и анализируют на золото. Для контроля можно анализировать и жидкую фазу, однако анализ этого продукта затруднителен.

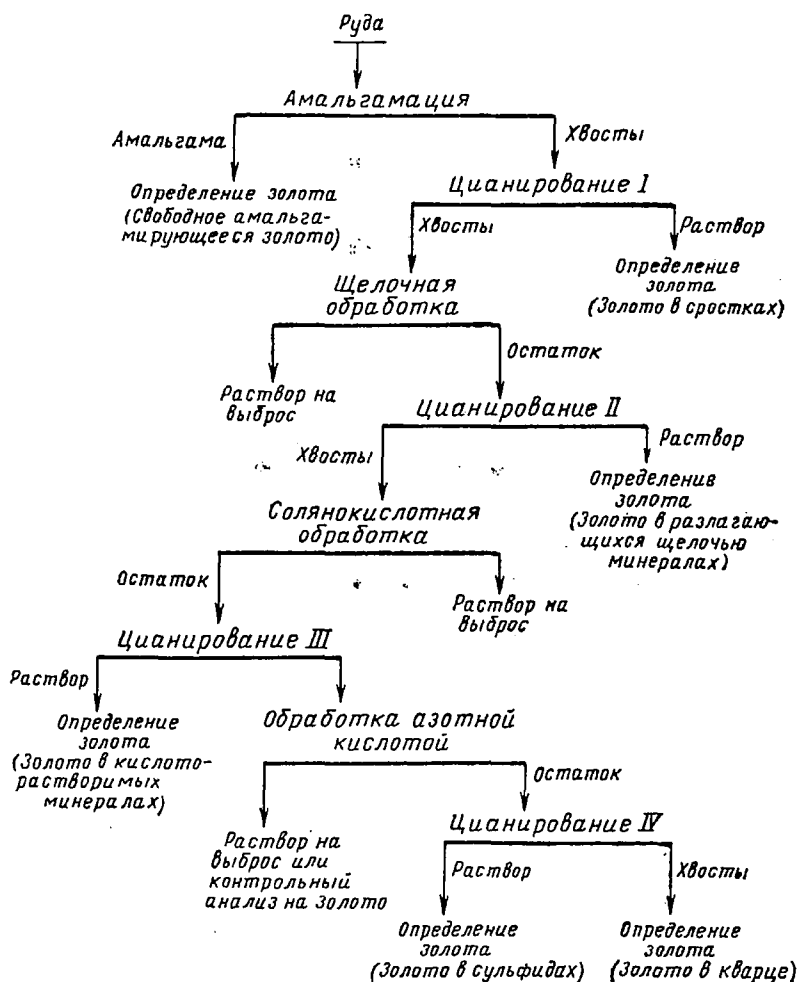


Рис. 22. Схема фазового анализа руд на золото (по ИрГИРЕД-МЕТу)

Фазовый анализ в таком виде имеет ряд существенных недостатков. Например, при определении амальгамацией так называемого свободного золота в амальгаму частично переходит и золото в сростках (вследствие растворения в ртути); цианистый раствор

пойми золота в сростках выщелачивает и свободное золото с про- ницаемыми для раствора покрытиями; солянокислотная обработка вскрывает не только золото с покрытиями, но и заключенное в карбонатах. В результате трудоемкий и длительный анализ не дает четкой качественной и количественной характеристики золота в рудах. Для некоторых руд, например углистых или содержащих теллуриды золота, приведенная методика фазового анализа мало пригодна.

В институте Иргиредмет фазовый анализ выполняют со следующими особенностями (рис. 22): хвосты первого цианирования подвергают щелочной обработке 10%-ным раствором NaOH в течение 2 ч при Ж:Т=2:1 и температуре 85°C. Последующим цианированием остатка извлекают золото, заключенное в разлагающихся щелочью минералах. Остаток обрабатывают HCl и цианируют. Заключенное в сульфидах золото определяют также цианированием после разложения сульфидов HNO₃ (1:1) при температуре 85°C и Ж:Т=4:1. Жидкую фазу после обработки следует анализировать на золото, так как последнее в этих условиях может частично переходить в раствор.

Фазовый анализ по схеме Иргиредмета особенно целесообразен при изучении золота в огарках. Он позволяет определять золото, заключенное в мышьяксодержащих компонентах (вскрываемое в процессе щелочной обработки), золото, заключенное в окислах железа (вскрываемое в процессе солянокислотной обработки), золото, заключенное в неразложившихся сульфидах.

ИСПЫТАНИЕ МЕТОДОВ ОБРАБОТКИ РУД

Испытания методов обработки необходимо проводить в условиях, обеспечивающих получение результатов, в максимальной степени аналогичных промышленным. В связи с этим при разработке плана испытаний все факторы, определяющие условия эксперимента, оценивают по степени их влияния на результаты испытаний. Выявляют факторы, существенно влияющие и мало влияющие на результаты испытаний. Например, при обогащении на шлюзе с ворсистым покрытием существенными факторами будут гранулометрическая характеристика материала, содержание твердого в пульпе, удельная нагрузка на шлюз, характер покрытия, уклон и длина шлюза, а мало существенными — состав воды, продолжительность измельчения материала и продолжительность нахождения его в измельченном состоянии до начала обогащения. Следует заметить, что последние три фактора, мало существенные для гравитационного обогащения, имеют большое значение при флотации и цианировании.

Факторы, существенные для испытываемого способа обработки, в лабораторных условиях должны иметь значения, максимально близкие значениям в промышленных условиях.

Результаты испытаний методов обогащения (флотации, отсадки, обогащения в тяжелых суспензиях и др.) с получением двух продуктов (концентрата и хвостов) рассчитывают по формулам:

$$\gamma_k = \frac{b}{a} 100;$$

$$\gamma_k = \frac{b}{b+c} 100;$$

$$\gamma_k = \frac{\alpha - t}{\beta - t} 100;$$

$$\epsilon_k = \frac{\gamma_k^\beta}{\alpha};$$

$$\epsilon_k = \frac{\gamma_k^\beta}{\gamma_k^\beta + \gamma_{хв}^\beta} 100;$$

$$\varepsilon_k = \frac{100 \beta (a-t)}{\alpha (i-t)},$$

где γ_k и $\gamma_{хв}$ — выход соответственно концентрата и хвостов, %;
 a , b и c — вес соответственно исходного продукта, концентрата и хвостов;

ε_k — извлечение компонента в концентрат, %;

α , β и t — содержание компонента соответственно в исходном продукте, концентрате и хвостах, г/т или %.

Приведенные формулы применяются и для расчета результатов классификации материала; только в этом случае содержание компонентов заменяют содержанием какого-либо класса крупности.

§ 1. Промывка, обесшламливание, сортировка

Промывка золотых руд обычно заключается в диспергировании глинистых компонентов водой и механическим воздействием и отделении мелких фракций от кусковой части грохочением. Промывку применяют перед сортировкой руд для получения отмытой от глинистых компонентов кусковой фракции. Она является первой стадией обесшламливания руды. В отдельных случаях промывку используют в качестве подготовительной операции перед дроблением.

Способность руд к промывке — промывистость — зависит от количества и физико-химических свойств глинистых компонентов, гранулометрической характеристики руды и ее влажности [105]. К сожалению, методики количественной оценки промывистости золотых руд еще нет. Такие методики существуют для железных и марганцевых руд, а также для золотых песков. Некоторые из них, описанные в главе VI, можно использовать при оценке промывистости золотых руд.

В процессе лабораторного исследования глинистых руд целесообразно оценивать наиболее важное свойство глин — пластичность. Пластичность глин численно определяют по формуле

$$K = W_b - W_n,$$

где K — число пластичности;

W_b — влажность глины (%), при которой она приобретает текучесть и образец перестает сохранять свою форму;

W_n — влажность глины (%), при которой она теряет пластичность и образец от надавливания разрушается.

Чем выше число пластичности, тем труднее размывается глина. Для определения W_b отбирают две параллельные пробы воздушно-сухого глинистого материала по 50 г. Каждую навеску помещают в плоскую фарфоровую чашку, диаметром 10—12 см и постепенно добавляют воду, непрерывно размешивая шпателем смесь до образования однородной массы. Затем поверхность выравнивают, при этом толщина слоя в центре чашки должна быть около 10 мм. Затем шпателем разрезают массу по диаметру чашки на

две части с получением между ними канавки, имеющей ширину внизу 1—1,5, а сверху 4—5 мм. Берут чашку в одну руку и три раза ударяют дном о ладонь другой руки. Можно также отпускать чашку с высоты 6 см, чтобы она ударялась дном о поверхность стола, покрытого резиной толщиной 3 мм. Если после третьего удара обе части на дне чашки сливаются, заполняя канавку по длине на 15—20 мм и по глубине на 1—1,5 мм, то влажность такой массы и является W_v . Если слияния не происходит, то следует добавить воды, смесь перемешать и все операции повторить. При чрезмерной влажности в чашку добавляют сухую глину.

Для определения влажности от глинистой массы отбирают навеску 10 г, помещают ее в предварительно взвешенную стеклянную бюксу с притертой крышкой и взвешивают. Затем навеску в бюксе с открытой крышкой сушат в сушильном шкафу при температуре 100—105°C до постоянного веса. Высушенный материал охлаждают в бюксе с закрытой крышкой и взвешивают. Влажность навески вычисляют по формуле

$$W_v = \frac{m_1 - m_2}{m_2 - m_0} 100\%,$$

где m_1 — вес бюксы с влажным материалом, г;

m_2 — вес бюксы с высушенным материалом, г;

m_0 — вес бюксы, г.

Для каждой пробы дважды определяют влажность: расхождение между результатами не должно превышать 2%.

Для определения W_{II} можно использовать материал, оставшийся от опыта по определению W_v . Материал подсушивают на воздухе до пластичного состояния. После этого часть материала раскатывают рукой на стекле в жгут диаметром около 3—4 мм. Затем жгут сжимают в комок и раскатывают вновь. При этих операциях материал подсушивается. При чрезмерной влажности материала раскатывание и сжимание приходится повторять много раз, пока жгут перестанет образовываться и материал (при раскатывании) начнет распадаться на отдельные кусочки. Влажность этих кусочков и является W_{II} .

Значение W_v можно определить по глубине погружения в глинистую массу металлического конуса весом 76 г (ГОСТ 5179—64).

Обесшламливание заключается в выделении из руд шламов как отвалного материала или материала, требующего другой технологии обработки, которая может быть обусловлена повышенным содержанием в шламах углистых веществ, растворимых в цианиде минералов меди, ценных спутников золота и другими причинами.

Чтобы выявить целесообразность обесшламливания исходной руды, из мелкой фракции, полученной в результате ручной промывки частной пробы (рис. 23) выделяют шламы и подвергают их анализу. Выделять шламы следует способами, аналогичными промышленным, т. е. гидравлической классификацией в обычной воде или в гидроциклоне. Использование реагентов-диспергаторов допустимо

лишь при условии, если они не окажут отрицательного влияния на последующие технологические операции. Обесшламливают чаще по классу — 10 мкм или крупнее.

Обесшламливание в гидроциклоне в лабораторных условиях удобно проводить на малогабаритной установке конструкции автора (рис. 24). Установка предназначена для разделения минералов по крупности и плотности. На ней можно проводить обесшламливание, классификацию и обогащение пульпы объемом от 200 мл и больше; производительность гидроциклона диаметром 25 мм составляет 6—8 л/мин. Заменой импеллера и изменением скорости его

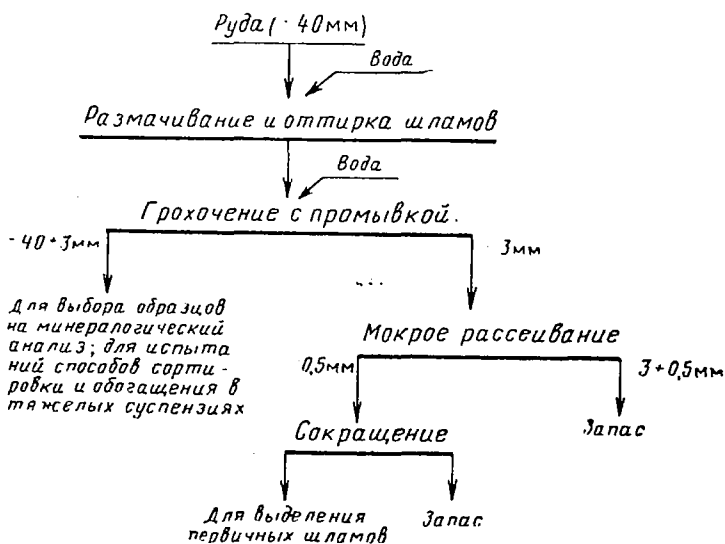


Рис. 23. Схема ручной промывки руды в лабораторных условиях

вращения можно получить давление в питающем патрубке гидроциклона от 0,1 до 0,7 ат.

Для обесшламливания на гидроциклонной установке устанавливают к гидроциклону насадки, заливают в приемник пульпу с содержанием твердого не более 20—25% и крупностью не более 0,5—1 мм, располагают гидроциклон над приемником и включают насос. После непродолжительной циркуляции пульпы (работы установки «на себя») гидроциклон отводят за пределы приемника и собирают слив и пески в отдельные сосуды. Затем полученные продукты перечищают, заменяя перед каждой операцией насадки. Небольшой навык работы на установке позволяет по внешнему виду продуктов определять, какие нужны насадки и сколько требуется перечисток. Часто ограничиваются лишь одной перечисткой слива. Однако для более полного обесшламливания и получения более мелких шламов необходимо перечищать и пески, и слив, причем

последний многократно (рис. 25). Крупность материала в сливе можно контролировать микроскопическим методом.

Следует иметь в виду, что иногда содержание золота в сливе повышается вследствие перехода в этот продукт сравнительно крупных гидрофобных частиц золота или золотосодержащих сульфидов. Такие частицы при обесшламливании в гидроциклоне закрепляются на пузырьках воздуха и флотируют в слив. Флотацию можно предотвратить, проводя обесшламливание в режиме без образова-

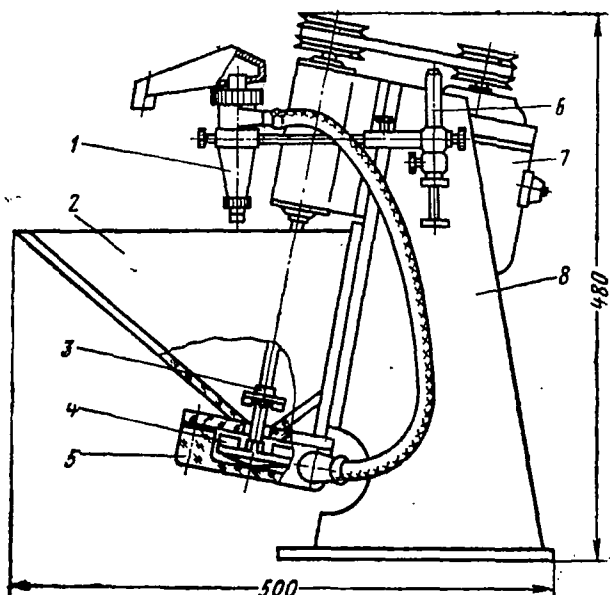


Рис. 24. Лабораторная малогабаритная гидроциклонная установка:

1— гидроциклон диаметром 25 мм; 2— приемник; 3— мешалка; 4— импеллер; 5— корпус насоса; 6— штатив; 7— электродвигатель ДТ-75; 8— станина

ния воздушного столба или после обработки материала реагентами-подавителями.

Выделенные шламы обезвоживают и подвергают пробирному, химическому и другим анализам, а также проводят технологические испытания. В зависимости от количества, содержания в них ценных компонентов и технологических свойств оценивают перспективность обесшламливания. Если эта операция будет признана перспективной, то ее изучают более подробно на всей пробе руды или на представительной части.

В некоторых случаях операция обесшламливания может быть целесообразной на измельченных рудах, а также на продуктах их

обработки (флотационных хвостах и концентратах, огарках, хвостах цианирования).

Сортировку золотых руд можно осуществить грохочением, ручной разборкой и на автоматически действующих аппаратах. Сортировку используют для выделения из горной массы как бедных, так и богатых золотом или другими минералами фракций. Наиболее часто выделяют куски пород с отвальным содержанием ценных компонентов. В отдельных случаях выделяют золотосодержа-

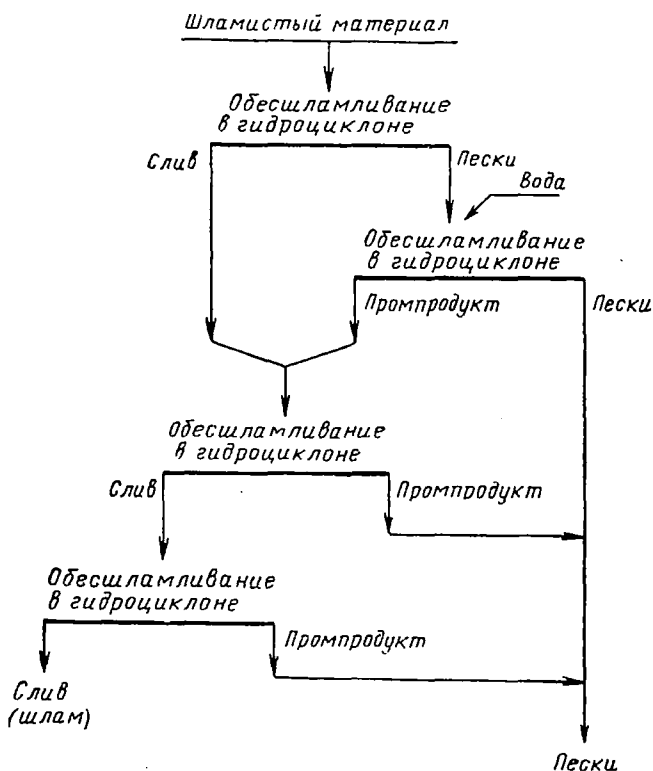


Рис. 25. Схема обесшламливания материала в гидроциклоне

щие куски кварца для использования их в качестве флюсов, куски галенита, халькопирита и стибнита.

При исследовании малых технологических проб вначале определяют лишь принципиальную возможность сортировки, используя для этого частную пробу. Если такая возможность будет установлена, то сортировке подвергают представительную пробу и дальнейшие испытания проводят с учетом наличия в начале процесса обработки этой операции.

Сортировку грохочением испытывают путем мокрого

грохочения частной пробы на ситах 3, 8 и 20 мм. Если сортировке предшествовала ручная промывка, то грохочению подвергают лишь класс $-40+3$ мм, а классы $-3+0,5$ и $-0,5$ мм объединяют в соответствующем соотношении.

От полученных классов отбирают пробы и изучают их вещественный состав: анализируют на золото и другие присутствующие в руде полезные компоненты, а также на SiO_2 , Al_2O_3 , As, Sb; полуколичественно оценивают содержание минералов, осложняющих обработку. В результате может быть обнаружено, что крупные классы по сравнению с мелкими значительно беднее золотом или другими ценными компонентами; в мелких классах сосредоточены углистые вещества, окисленные минералы меди, мышьяка, железа. Во всех случаях следует рассмотреть вопрос о раздельной обработке мелких и крупных классов руды.

Некоторые руды или отдельные гранулометрические классы их могут удовлетворять требованиям, предъявляемым к кварцевым флюсам для медеплавильных заводов.

Чтобы выяснить возможность применения ручной сортировки, из промытой частной пробы выбирают куски различных пород и минералов крупностью $+20$ мм, используя яркие, легко различимые признаки. В отдельные порции следует отбирать, например, сульфиды, кварц чистый, кварц с вкрапленностью сульфидов, сланцы чистые, сланцы окварцованные, сланцы с вкрапленностью сульфидов, карбонаты и т. д. Затем куски доизмельчают и определяют в них содержание ценных компонентов. По результатам анализа и количеству подлежащего выборке компонента составляют первое представление о возможности и целесообразности ручной сортировки. При этом следует иметь в виду, что в практике количество отсортированной породы обычно составляет не менее 20% от руды, а содержание золота в ней — не выше, чем в хвостах, получаемых при обработке руды. Крупность сортируемого материала, как правило, находится в пределах 40—150 мм.

Автоматическая сортировка основана на использовании различий отдельных кусков руды по цвету, естественной или наведенной радиоактивности.

Испытания сортировки по цвету (фотометрическая сортировка) полезно начинать с определения коэффициента отражения мокрых образцов руды и породы. Коэффициент замеряют на спектрофотометре СФ-4 при различной длине волны. Результаты замеров позволяют определить оптимальный для сортировки режим освещения, обеспечивающий наибольшую разницу между отражательной способностью кусков руды и породы. После этого проводят сортировку на специальных установках, описание которых дано в главе VI.

Некоторые золото-урановые руды содержат золота и урана в сравнительно постоянном отношении. Это позволяет применять к таким рудам радиометрическую сортировку, основанную на определении радиоактивности каждого куска. Для выявления этого за-

меряют счетчиком по возможности в одинаковых условиях радиоактивность 50—80 кусков. По величине радиоактивности куски разбивают на группы. Каждую группу взвешивают, определяют ее выход, анализируют на золото и другие компоненты. Если обнаружена большая разница в активности рудных кусков и породы, проводят дальнейшие испытания на непрерывно действующих установках.

Радиометрическую сортировку можно осуществлять, используя не только естественную, но и наведенную радиоактивность [80]. Наведенную активность получают облучением материала потоком нейтронов. Разделять можно по элементу, удовлетворяющему следующим требованиям:

содержание элемента в рудных кусках и породе должно быть различным;

период полураспада изотопа должен быть относительно мал, а сечение активации достаточно велико;

содержание элемента в рудных кусках или породе должно быть достаточным для надежного измерения наведенной активности.

Золото указанным требованиям не отвечает из-за сравнительно низкого содержания в рудах и слишком длительного периода полураспада изотопа Au^{198} — 2,7 дня. В некоторых рудах, содержащих кварц и сланцы, таким требованиям удовлетворяет Al. Содержание Al в золотосодержащем кварце и незолотосодержащем сланце различно, что и можно использовать при разделении этих компонентов.

Для установления различия и наведенной активности образцы руд и пород облучают и после определенной выдержки (для спада наведенной активности от короткоживущих изотопов) измеряют удельную активность образцов. Для получения более достоверных данных удельную активность определяют для многих образцов и затем вычисляют среднюю величину.

Разделять руду и породу можно и по спектрам наведенной активности в области мягкого γ -излучения. Активность в этом случае целесообразно определять в широком диапазоне энергий, чтобы определить такую область, в которой разница между активностью руды и породы будет максимальной.

Если в результате определения будет обнаружена значительная (не менее чем двух-трехкратная) разница удельной наведенной активности или спектров наведенной активности рудных кусков и кусков породы, то в этом случае можно ставить вопрос о радиометрической сортировке руды по наведенной активности.

§ 2. Измельчение

Измельчаемость руд в лабораторных условиях обычно определяется относительно какой-либо руды, измельчаемость которой известна по промышленным данным. Такую руду называют эталонной. Относительную измельчаемость характеризуют коэффициентом

измельчаемости K . Для определения K выполняют следующие эксперименты:

1. От порций исследуемой и эталонной руд крупностью -2 мм отсеивают материал $-0,15$ мм. Зернистый материал желобчатым делителем делят на навески весом $0,5-1$ кг (в зависимости от размеров имеющихся в лаборатории мельниц).

2. Навески обеих руд измельчают в мельницах в течение различного времени, например, 10, 20, 30, 40, 50 и 60 мин, при прочих равных условиях. Измельчение предпочтительней проводить в стержневых, а не в шаровых мельницах, так как лабораторные показатели измельчения в первых лучше согласуются с показателями измельчения в промышленных условиях.

3. После измельчения навески подвергают ситовому анализу; классы руд высушивают и взвешивают.

4. По результатам ситового анализа строят график, выражающий зависимость между выходом мелкого класса и продолжительностью измельчения. По оси абсцисс откладывают продолжительность измельчения, а по оси ординат — выход мелкого класса, которым характеризуют крупность материала (обычно класса $-0,071$ мм). В результате получают две кривые: одну — для эталонной руды, другую — для исследуемой (рис. 26).

5. От точки по оси ординат, соответствующей определенному выходу мелкого класса (на рисунке 75% — $0,071$ мм), проводят прямую, параллельную оси абсцисс, до пересечения с кривыми. Из точек пересечения опускают перпендикуляры на ось абсцисс и определяют таким образом необходимую продолжительность измельчения для эталонной руды t_3 и исследуемой t_{II} .

6. По уравнению

$$K = \frac{t_{II}}{t_3}$$

вычисляют коэффициент измельчаемости исследуемой руды. Для рассматриваемого на рисунке случая

$$K = \frac{44}{38} = 1,16.$$

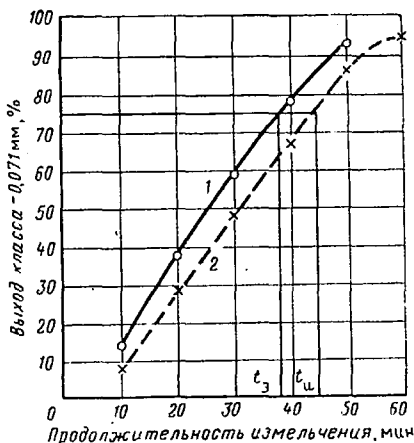


Рис. 26. График для определения относительной измельчаемости руды:
1 — эталонная; 2 — исследуемая

Это означает, что на 1 т исследуемой руды при ее измельчении до 75% — 0,071 мм понадобится в 1,16 раза больший объем мельницы, чем на 1 т эталонной.

В лаборатории целесообразно иметь несколько эталонных руд, существенно отличающихся друг от друга гранулометрическим и минералогическим составом, например кварцевую кусковатую руду, массивную колчеданную, рыхлую глинистую. Эталонные руды необходимо измельчить в стандартных для данной лаборатории условиях и по результатам измельчения построить графики, как описано в п. 4. В этом случае при определении относительной измельчаемости руд измельчать надо будет лишь новые (исследуемые) руды и кривую для каждой из них наносить на график соответствующей эталонной руды.

Коэффициент измельчаемости можно вычислять по удельной поверхности измельченных до необходимой крупности руд:

$$K = \frac{S_{II}}{S_3},$$

где S_{II} — удельная поверхность исследуемой руды;
 S_3 — удельная поверхность эталонной руды.

В Канаде методика определения измельчаемости золотых руд основана на использовании эмпирической формулы, позволяющей по результатам лабораторных опытов определять удельный расход энергии на измельчение в заданных условиях и выбирать затем необходимые по размеру мельницы [137].

§ 3. Гравитационные методы обогащения

Обогащение в тяжелых суспензиях позволяет из некоторых золотых и комплексных золотосодержащих руд выделить в начале процесса породу с отвальным содержанием ценных компонентов. Обогащение наиболее приемлемо для материала не мельче 3 мм. Более мелкий материал можно обогащать лишь в гидроциклоне [3].

Предварительную оценку обогатимости руды проводят делением ее на фракции различной плотности и анализом фракций на ценные компоненты. Разделение на фракции можно осуществлять вручную (после определения плотности каждого куска) или в тяжелой жидкости.

Для испытаний материал крупностью — 40+3 мм, выделенный из частной пробы, рассеивают на несколько классов, например — 40+20, — 20+10, — 10+6 и — 6+3 мм. Каждый класс взвешивают и испытывают отдельно.

Различные по крупности классы руды можно получить и дроблением класса — 40+3 мм с предварительным отсеиванием готового по крупности материала. Полученную при дроблении мелочь отсеивают на сите 3 мм.

Методика определения плотности кусков описана в § 2 главы III. Вначале определяют плотность кусков из класса — 20+

+10 мм. После этого куски распределяют по плотности на четыре-пять фракций, например фракции плотностью меньше 2,6, 2,6—2,65, 2,65—2,7 и т. д. Фракции, общий вес которых мал, присоединяют к смежным фракциям. Каждую фракцию взвешивают, измельчают и анализируют. Если из класса —20+10 мм отвальных фракций не получится, то испытывать более крупные классы нецелесообразно. Нужно переходить к испытаниям более мелких классов. Если же при испытании класса —20+10 мм получены положительные результаты, то дальнейшие исследования следует проводить только с более крупными классами.

Выделение фракций различного удельного веса в тяжелых жидкостях проводят в фарфоровом или стеклянном стакане емкостью 0,5 л. В качестве тяжелой жидкости часто используют бромформ. Разбавлением спиртом приготавливают ряд растворов бромформа различной плотности, например 2,6, 2,65, 2,7, 2,75. Разделять материал целесообразно сначала в жидкости, удельный вес которой немного больше удельного веса основной массы породы. Кусочки руды пинцетом или щипцами опускают в жидкость. Плавающие куски собирают в одну чашку, а потонувшие по мере накопления в стакане выгружают в другую. Если выход легкой фракции мал, то тяжелую фракцию разделяют в следующей, более тяжелой жидкости. После разделения материал отмывают от тяжелой жидкости спиртом, высушивают, взвешивают, измельчают и анализируют.

Обогатимость руд в тяжелых суспензиях в лабораторных условиях изучают с использованием суспензий из ферросилиция или галенита. Плотность ферросилиция с содержанием кремния 10, 15 и 25% соответственно составляет 7, 6,8 и 6,3 г/см³. Плотность галенита равна 7,45 г/см³. Оптимальной крупностью порошка ферросилиция считают 95% —0,21 мм или 50% —0,04 мм. Недостатком галенита как суспензоида является его легкая истираемость, что ведет к засорению суспензии и повышению ее вязкости. В промышленной практике суспензии из галенита можно использовать лишь на тех фабриках, где получают свинцовый концентрат.

При приготовлении суспензии можно пользоваться формулой

$$A = \frac{B \cdot \delta_2 (\delta_1 - 1)}{\delta_2 - 1},$$

где A — вес суспензоида, г;

B — объем суспензии, мл;

δ_1 — удельный вес суспензии, г/см³;

δ_2 — удельный вес суспензоида, г/см³.

Рассчитанное количество суспензоида перемешивают в воде, количество воды определяют по разности $B - \frac{A}{\delta_2}$. Во время перемешивания зачерпывают суспензию небольшой колбой, наружные стенки колбы обмывают водой и вытирают. Взвешивание колбы

с суспензией, затем с водой и пустой позволит определить плотность суспензии:

$$\delta = \frac{B - \Gamma}{D - \Gamma},$$

где B — вес колбы с суспензией;

Γ — вес пустой колбы;

D — вес колбы с водой.

Если плотность суспензии окажется меньше необходимой, то в нее добавляют более плотную суспензию, перемешивают и вновь определяют плотность. Снижают плотность разбавлением суспензии водой.

Для снижения вязкости суспензии в отдельных случаях можно испытать добавки реагентов-пептизаторов: сульфитных щелоков, жидкого стекла, гексаметафосфата и триполифосфата натрия. Применяя эти реагенты, следует учитывать их действие на последующие операции обработки руд.

Обогащение в тяжелых суспензиях сопровождается засорением последних шламами. Суспензии становятся более вязкими и требуют очистки от шламов. Очистку суспензии из ферросилиция можно осуществлять мокрой магнитной сепарацией или обесшламливанием в гидрциклоне. Галенитовую суспензию очищают на концентраторном столе.

Испытания проводят в различных сосудах-сепараторах: конусе с мешалкой, сосуде с сетчатой корзиной (установка 13-ОС конструкции института Механобр), конусе с восходящим потоком суспензии и в обычных ведрах.

При обогащении в конусе придерживаются следующей последовательности: в конус заливают суспензию и перемешивают ее вращением мешалки (вручную или от электродвигателя) со скоростью 18—25 об/мин; с помощью колбы определяют плотность суспензии в верхнем слое глубиной 25—30 мм; при необходимости корректируют плотность добавлением густой суспензии или воды; на поверхности суспензии, не прекращая вращения мешалки, загружают смоченный материал и через несколько секунд плавающие куски вычерпывают с поверхности сетчатым черпаком или перфорированной столовой ложкой. Загрузку материала и вычерпывание проводят до тех пор, пока в конусе не накопится значительное количество тяжелой фракции. Тогда через нижнее отверстие или через край содержимое конуса выгружают на сито с отверстиями 1 мм; оставшийся на сите материал присоединяют к тяжелой фракции. Затем конус вновь заполняют суспензией, доводят ее плотность до заданной величины и продолжают обогащение. Полученные продукты целесообразно перечистить: тяжелую фракцию — в суспензии более плотной, чем при основном обогащении, легкую — в более легкой. В итоге получают четыре фракции. Их промывают водой, сушат, взвешивают, измельчают и анализируют.

Лабораторная установка института Механобр состоит из со-

суда емкостью 20 л, внутри которого вставлена корзина из металлической сетки. В сосуде под дном корзины имеются две импеллерные мешалки, взмучивающие суспензию. Легкую фракцию снимают с поверхности суспензии сетчатым черпаком, а тяжелую по мере ее накопления извлекают из суспензии вместе с корзиной.

Более точное деление обеспечивают установки с восходящим потоком суспензии [22, 70]. В этих установках через конус с корзиной постоянно циркулирует тяжелая суспензия, что препятствует расслаиванию последней. При обогащении тяжелая фракция собирается в корзине, а легкая вместе с суспензией сливается через разгрузочный край конуса на сито. Суспензия проходит через сито и насосом перекачивается в напорный бак, откуда самотеком вновь поступает в конус.

Обогащать в тяжелых суспензиях в гидроциклоне можно материал — 3 мм после отсеивания от него класса — 0,25 или — 0,5 мм. В гидроциклоне плотность суспензии под действием центробежных сил повышается, что позволяет проводить обогащение в более разбавленных суспензиях или с использованием суспензоеидов меньшей плотности, чем в обычных сепараторах. В частности, при обогащении в гидроциклоне в качестве суспензоеида можно применять магнетитовый концентрат крупностью — 0,1 мм. Вместо суспензий не исключена возможность использования тяжелых жидкостей.

Испытания проводят на установке, показанной на рис. 27. В чан заливают воду и при работающих насосе и мешалке и закрытом кране 2 загружают утяжелитель в соотношении, позволяющем получить суспензию заданной плотности. После перемешивания в течение 10 мин измеряют плотность суспензии и при необходимости корректируют ее. В приготовленную суспензию загружают материал крупностью — 3 + 0,25 мм в соотношении с весом сухого суспензоеида 1 : 6. После перемешивания, открыв кран 2 и закрыв кран 3, направляют пульпу в гидроциклон. Пески и слив некото-

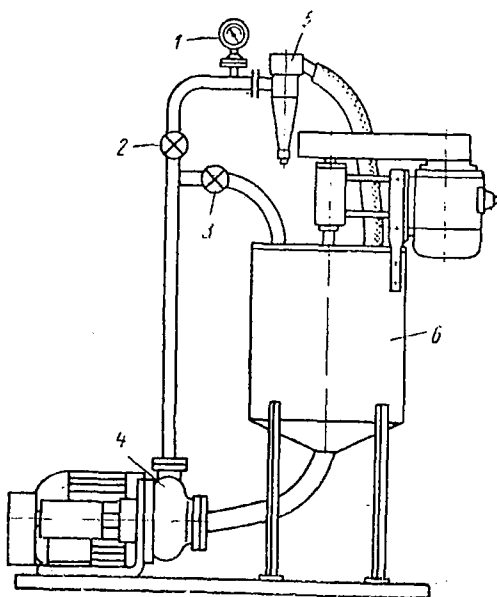


Рис. 27. Лабораторная гидроциклонная установка:

1 — манометр; 2 и 3 — краны; 4 — насос; 5 — гидроциклон, диаметром 50 или 75 мм; 6 — чан-мешалка

рое время возвращают обратно в чан-мешалку. При установившейся работе замеряют плотность песков и слива, после чего эти продукты одновременно направляют в соответствующие приемники.

Для устойчивой работы гидроциклона необходимо, чтобы диаметр пескового отверстия не менее чем в 5 раз превышал диаметр наибольших частиц материала. Необходимой плотности суспензии в гидроциклоне достигают изменением плотности питания,

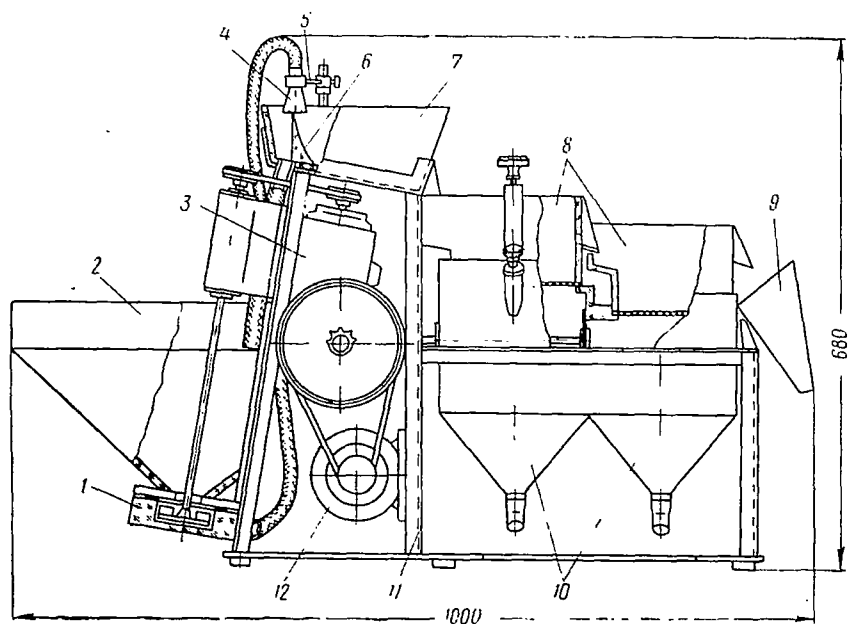


Рис. 28. Лабораторная малогабаритная отсадочная машина конструкции В. И. Зеленова, Р. В. Сиротинского, В. Г. Новикова:

1 — насос; 2 — бункер; 3 — электродвигатель насоса; 4 — щелевидная насадка; 5 — регулятор положения насадки; 6 — отсекабель; 7 — загрузочный лоток; 8 — съемные коробки для дробы; 9 — разгрузочный лоток; 10 — камеры; 11 — рама; 12 — электродвигатель эксцентрикового механизма

давления в гидроциклоне, диаметров насадок, угла конусности гидроциклона. Плотность питания, в свою очередь, зависит от плотности суспензии, содержания в пульпе суспензии и руды.

Отделять суспензию от тяжелой и легкой фракций можно грохочением с промывкой и последующей контрольной сепарацией надрешетного продукта на магнитном сепараторе. Получаемые продукты доизмельчают, сушат, взвешивают и анализируют.

Отсадку испытывают при исследовании почти всех золотых и комплексных золотосодержащих руд. Испытания удобно проводить на малогабаритной отсадочной машине с механизированной и регулируемой по объему загрузкой материала (рис. 28). Устройство

для такой загрузки состоит из насоса с зумпфом емкостью 5 л, щелевидной насадки и регулятора. Изменяя положение регулятора, от потока пульпы отсекают от 0 до 100% материала. Отсекаемая часть направляется в машину, остаток — обратно в зумпф. В комплект машины входит три пары коробок для дроби, отличающихся друг от друга высотой разгрузочного порога и величиной отверстий сеток. Площадь сетки в каждой коробке равна 100 см². Съемные коробки облегчают выгрузку дроби с надрешетным концентратом и позволяют быстрее подготовить машину к очередному эксперименту. Эксцентриковый механизм сообщает диафрагме колебания в 2, 3, 4, 6, 8, и 10 мм с частотой 250, 400 и 500 колебаний в минуту.

Подготовку машины к работе начинают с установки заданных параметров — частоты и амплитуды колебаний диафрагмы, величины отверстий сеток, диаметра дроби, высоты слоя дроби, расхода подрешетной воды, производительности. При выборе параметров необходимо учитывать следующие ориентировочные зависимости между этими параметрами и показателями отсадки:

выход концентрата возрастает с увеличением амплитуды колебаний диафрагмы, уменьшением расхода подрешетной воды и снижением загрузки машины;

извлечение золота с увеличением выхода концентрата возрастает, но, как правило, не пропорционально. Указанные зависимости действительны только в определенных условиях, установить которые можно лишь экспериментально.

Отсадку малосульфидных золотых руд можно начинать с такими параметрами:

Число колебаний диафрагмы в минуту	400—600
Амплитуда колебаний диафрагмы, мм	4
Величина отверстий сеток, мм	1
Диаметр дроби, мм	3—4
Высота слоя дроби, мм	40
Расход подрешетной воды в каждую камеру, л/мин	5—8
Производительность, кг/мин	До 5

В этих условиях обычно получают следующие результаты: выход концентрата 1—2%, извлечение золота от 40 до 70% (в зависимости от содержания крупного золота в руде, его свойств, содержания золота в сульфидах и других показателей вещественного состава руды).

В две коробки (для первой и второй камер) загружают стальную дробь. Слой дроби должен на 5 мм не доходить до верха разгрузочной стороны коробки. Желательно использовать дробь разного диаметра, например 30—40% дроби диаметром 3 мм и 70—60% диаметром 4—5 мм.

Заданный расход подрешетной воды контролируют замером мерным стаканом. Для этого вначале подают воду только в одну камеру; выходящую из машины воду замеряют и, в зависимости от результатов замеров, увеличивают или уменьшают подачу ее в

камеру. Затем подают воду во вторую камеру и, измеряя суммарный расход воды, регулируют его изменением подачи во вторую камеру.

Расход подрешетной воды и колебания диафрагмы должны быть такими, чтобы слой дробы находился в разрыхленном состоянии. Такое состояние легко обнаружить, погружая в слой палец или карандаш — разрыхленный слой мало препятствует погружению.

После установки всех параметров, подачи подрешетной воды и пуска эксцентрикового механизма включают насос и загружают в зумпф материал. Регулятор при этом устанавливают так, чтобы весь материал возвращался в зумпф. Содержание твердого в пульпе зумпфа может быть 55—50% и меньше. После 2—3 мин циркуляции пульпы регулятор переводят в положение, обеспечивающее подачу материала в машину в заданном количестве. Одновременно включают секундомер, чтобы определить продолжительность работы машины под нагрузкой. Когда зумпф освободится от пульпы, щелевидную насадку направляют в правую часть приемной коробки и струей воды обмывают вначале левую часть коробки, затем зумпф и правую часть коробки. Если подготовленная к отсадке навеска в зумпф не помещается, то оставшуюся часть пульпы добавляют в зумпф по мере его освобождения в процессе работы машины.

По окончании опыта останавливают насос и эксцентриковый механизм, затем прекращают подачу подрешетной воды. Снимают с машины коробки с дробью и в отдельные приемники выпускают подрешетные концентраты, обмывая при этом камеры струей воды. Концентраты доизмельчают, высушивают, взвешивают и анализируют. Можно оба концентрата собирать в один приемник и обрабатывать совместно.

Дробь из коробок выгружают в приемник и сушат. Высушенную дробь небольшими порциями просеивают на сите 1,5—2 мм, затем рассыпают тонким слоем на клеенку или лист кальки, ручным магнитом осторожно собирают и переносят обратно в приемник. Прошедший через сито материал и оставшийся на клеенке или кальке является надрешетным концентратом. Его взвешивают, тщательно просматривают под бинокулярным микроскопом и анализируют на золото отдельно или совместно с подрешетным концентратом.

Если в результате первого опыта отсадки выход концентрата получился слишком большим, то последующие опыты проводят с увеличенным расходом подрешетной воды, или с более глубоким слоем дробы, или с увеличенной производительностью. Сократить количество концентрата можно также перемелкой его в той же отсадочной машине, но с повышенным расходом подрешетной воды. Более полного извлечения золота в концентрат в ряде случаев достигают однократной или многократной перемелкой хвостов отсадки.

Отсадке можно подвергать материал крупностью от —3 мм до крупности, необходимой при обработке руды флотацией или цианированием. Для лучшего извлечения золота обрабатывать отсадочной целесообразно вначале крупный материал, например —2 мм, затем хвосты доизмельчать и вновь пропускать через отсадочную машину, т. е. проводить стадиальную отсадку (рис. 29). Доизмельчение и отсадку хвостов можно повторять многократно, что позволит в большей степени моделировать промышленную отсадку в замкнутом цикле измельчения.

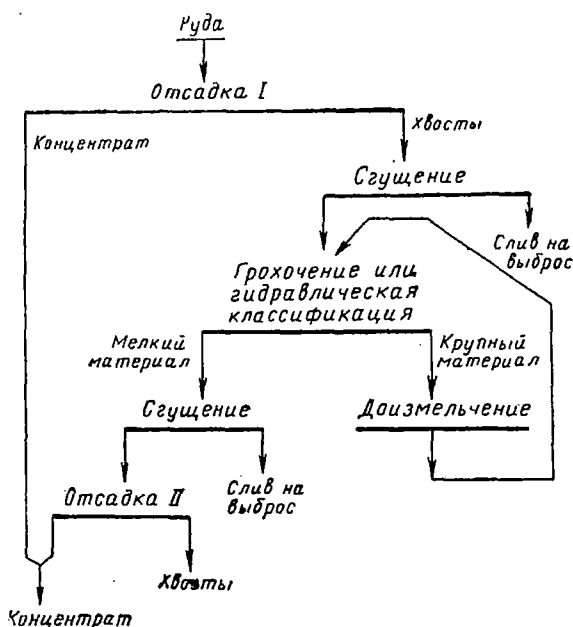


Рис. 29. Схема стадиальной отсадки

После установления оптимального для данной руды режима отсадки проводят опыт с большой порцией руды, чтобы получить хвосты в достаточном для дальнейших исследований количестве. Хвосты сгущают и выделяют из них навески. Иногда навески отбирают от предварительно высушенных хвостов. Оба метода имеют существенные недостатки: по первому методу одни навески поступают на испытание (например, флотацию) значительно позже других, по второму — весь материал подвергают сушке. Длительное пребывание материала в мокром виде, а также сушка материала могут изменить его технологические свойства. В связи с этим представляется перспективным использовать в лабораторных условиях пневматические отсадочные машины.

Если отсадочных машин в лаборатории нет, то свободное золото и крупные частицы тяжелых минералов можно извлекать из

руд трубчатыми гидравлическими классификаторами, подобными показанному на рис. 9.

Обогащение на сотрясательном столе применяют для пересортировки концентрата отсадки, для выделения свободного золота и золотосодержащих тяжелых минералов из хвостов амальгамации и цианирования, из концентратов, промпродуктов и хвостов флотации. Обогащать можно материал крупностью 3 мм и мельче.

В лабораторных условиях наиболее удобным является сотрясательный (концентрационный) стол с декой длиной 1 м, шириной у загрузочного конца 0,45 м и у разгрузочного — 0,35 м. Производительность такого стола 50 кг руды в час. Дека стола должна быть покрыта линолеумом. Деку нового стола необходимо тщательно промыть теплой водой с содой, чтобы вся ее поверхность легко смачивалась водой.

Работу на столе начинают с подбора параметров качаний деки и ее наклона. Для этого в три точки приемной коробки пускают воду: вода должна покрыть тонким слоем всю поверхность деки. Включают приводной механизм, выгружают на деку небольшое количество исследуемого материала и наблюдают за характером перемещения отдельных частиц. Если частицы перемещаются вдоль рифлей очень быстро, амплитуду качаний деки уменьшают. Если некоторые частицы задерживаются или перемещаются очень медленно, амплитуду увеличивают. Обычно при обогащении золотосодержащих материалов амплитуда равна 8—12 мм, причем с увеличением крупности материала она увеличивается. Частоту колебаний, наоборот, с увеличением крупности снижают.

Дека стола при работе должна иметь такой наклон (в сторону разгрузки хвостов), при котором граница между крупными легкими и мелкими тяжелыми частицами проходила бы через угол стола.

После определения оптимального наклона деки, частоты и амплитуды ее качания подачу воды на стол резко увеличивают и щеткой удаляют с деки весь материал. Затем промывают приемники для хвостов и концентрата; использованный материал выбрасывают.

Для испытания необходимо брать не менее 1 кг материала. Материал замачивают в сосуде и смывают струей воды в приемную коробку работающего стола. Положение веера на столе регулируют наклоном деки и подачей воды в средней и концевой частях стола.

Пропустив навеску, уменьшают наклон деки и, не оставившая стола, щеткой и водой направляют осевший между рифлями материал в сторону разгрузки концентрата. Полученные продукты доизмельчают, обезвоживают, взвешивают и анализируют.

Помимо концентрата и хвостов на столе часто получают один или несколько промпродуктов. Для этого в приемники для хвостов и концентрата вкладывают соответствующей длины коробки; соприкасающиеся стенки коробок перекрывают изогнутыми под острым углом накладками из жести. Концентрат, так же как хвосты и промпродукты, можно пересортировать на том же столе.

На шлюзах обогащают материал, направляемый на флотацию или цианирование, а также хвосты флотации или цианирования и различные промпродукты. Шлюз по сравнению с отсадочной машиной или сотрясательным столом способен улавливать более мелкое золото.

Лабораторный шлюз представляет собой желоб длиной 1,2—1,5 м с высотой боковых стенок 80—100 мм и расстоянием между стенками 50—75 мм. Дно шлюза покрывают рифленой резиной или тканью — сукном, фильтровальной диагональю, вельветом, парусиной и т. п. Рифленая ткань с длинным ворсом лучше улавлива-

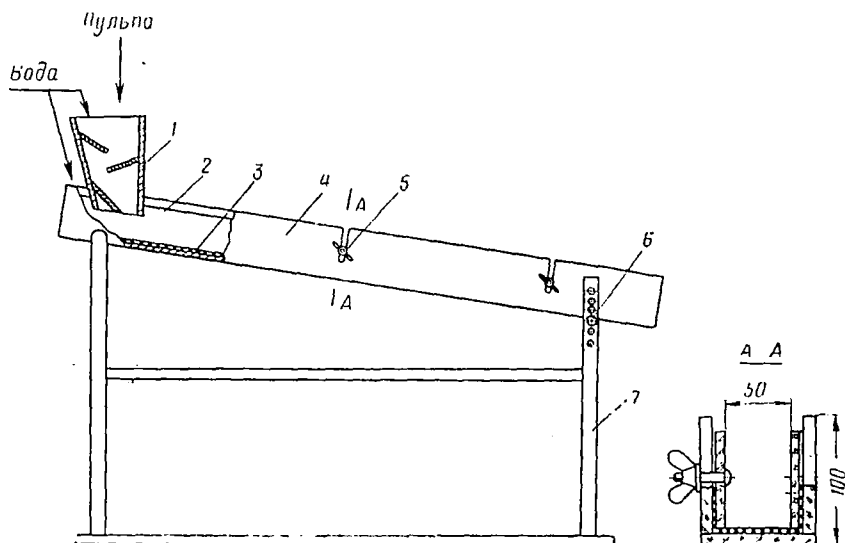


Рис. 30. Лабораторный шлюз:

1—приемная коробка; 2—прижимная рейка; 3—ткань; 4—шлюз; 5—винт с барашком; 6—стержень для регулирования уклона шлюза; 7—станина

ет крупное золото, в то время как ткань типа парусины позволяет извлекать мелкое золото в концентрат с небольшим выходом. Ткань прижимают ко дну желоба рейками и перед опытом смачивают. На загрузочном конце шлюза укрепляют приемную коробку (рис. 30).

На шлюзе обычно обогащают материал крупностью — 0,1 мм или мельче. Из материала в количестве от 2 до 20 кг (в зависимости от предполагаемого выхода концентрата и программы дальнейших испытаний) в чане-мешалке готовят пульпу с содержанием твердого 35—50%. Затем пульпу через шланг направляют в приемную коробку шлюза; сюда же подают дополнительную воду для соответствующего разбавления пульпы. Чем мельче материал и чем больше в нем шламов, тем более разбавленной должна быть пульпа и тем меньше должен быть уклон шлюза (табл. 13).

Таблица 13

Уклон шлюза (отношение высоты загрузочного конца шлюза к основанию) в зависимости от крупности материала и содержания твердого в пульпе

Крупность материала, мм	Содержание твердого в пульпе, %		
	25	15	10
- 0,8	0,2 — 0,25	0,15 — 0,2	0,13 — 0,17
- 0,25	0,15 — 0,2	0,1 — 0,15	0,08 — 0,12
- 0,15	0,13 — 0,15	0,09 — 0,13	0,07 — 0,1
- 0,071	0,1 — 0,13	0,08 — 0,12	0,06 — 0,08

Пульпа по шлюзу должна проходить ровным и тонким слоем. Если наблюдается заиливание ткани, то увеличивают уклон шлюза или подачу воды. После того как весь материал пропущен через шлюз, последний осторожно промывают, снимают ткань и тщательно прополаскивают ее в воде. Концентрат и хвосты обезвоживают, взвешивают и анализируют.

Для обогащения некоторых продуктов, в первую очередь содержащих сравнительно крупные частицы золота и другие тяжелые минералы, целесообразно испытывать суживающиеся и винтовые шлюзы.

Обогащение в гидроциклонах золотосодержащих материалов нередко позволяет достичь не худших результатов, чем обогащение на сотрясательных столах или шлюзах. При обогащении в гидроциклоне в песковую фракцию выделяют свободное золото и золото-содержащие тяжелые минералы из тонкоизмельченных руд, хвостов флотации и цианирования, концентратов и промпродуктов флотации и др. Обогащением в гидроциклоне пиритсодержащих продуктов можно получить кондиционный пиритный концентрат; обработкой в гидроциклоне шламистых флотационных золотых концентратов иногда удается выделить шламы с отвальным содержанием золота и существенно повысить тем самым качество концентратов.

В лабораторных условиях для обогащения в гидроциклоне можно использовать установку, показанную на рис. 27. Пески после разбавления водой перечищают в гидроциклоне той же установки или обогащают на сотрясательном столе. Известны и другие лабораторные установки, позволяющие изучать влияние различных факторов на гидроциклонирование [157, 159].

Лучших результатов в обогащении достигают в короткоконусных гидроциклонах, т. е. гидроциклонах, коническая часть которых имеет угол до $120-140^\circ$ [63, 158]. С увеличением угла конусности выход песков (концентрата) снижается, содержание золота в песках возрастает. В короткоконусном гидроциклоне материал обогащается преимущественно по плотности частиц, причем большее значение имеет наличие на стенках конуса подвижной минераль-

ной постели. Последняя является как бы поверхностью шлюза, улавливающей частицы золота. В пески гидроциклона удаётся извлекать золото крупностью до 10 мкм.

Для лабораторных испытаний удобен гидроциклон со сменной конической частью (рис. 31). В комплект гидроциклона входят 12 конусов с различным углом конусности (80, 100, 120 и 140°) и диаметром песковых отверстий (3, 4 и 6 мм) и четыре сливные насадки с отверстием диаметром 10, 12, 14 и 16 мм. Корпус гидроциклона и все сменные части изготовлены из оргстекла.

Для испытаний гидроциклона используют установку, описанную в § 1 главы IV. В процессе испытаний выясняют влияние на показатели обогащения следующих факторов:

- разжижения пульпы;
- давления в питающем патрубке;
- угла конусности гидроциклона;
- размера отверстий песковых и сливных насадок.

Небольшой навык в работе с гидроциклоном позволяет визуально оценивать качество получаемых продуктов и оперативно изменять условия опыта. В этом случае с одной навеской проводят несколько опытов, получая после каждого опыта исходный материал объединением продуктов.

§ 4. Магнитные и электростатические методы обогащения

Магнитные и электростатические методы обогащения в практике обработки золотых руд используют весьма редко, что однако не исключает необходимости испытывать их в технологических исследованиях. В ряде случаев магнитные и электростатические способы являются достаточно эффективными.

Магнитное обогащение позволяет выделить из материала магнитные минералы и железо [9]. Это может оказаться целесообразным тогда, когда магнитные компоненты имеют повышенное или пониженное содержание золота или требуют специальной технологии обработки. Свободное золото при магнитном обогащении в основном остается в немагнитной фракции, но золото, обладающее магнитными свойствами (вследствие примесей железа или

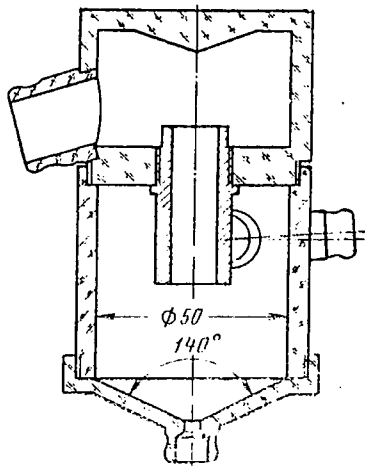


Рис. 31. Гидроциклон со сменной конической частью

платиновых металлов и наличия на поверхности железосодержащих покрытий), попадает в магнитную фракцию.

Сильномагнитные минералы (магнетита и пирротина) можно выделять ручным магнитом РМЧ. Для этого сухой обесшламленный материал рассыпают на листе кальки или на стекле тонким слоем и, слегка касаясь слоя, передвигают над ним магнит. Когда на магните соберется некоторое количество материала, последний рассыпают на другой лист кальки. Операцию повторяют до тех пор, пока не прекратится закрепление зерен на магните. Если выход магнитной фракции велик и в нее попали немагнитные частицы, то ее рассыпают тонким слоем и перечищают тем же магнитом. Промпродукт присоединяют к немагнитной фракции.

Большие навески материала следует обрабатывать на электромагнитных сепараторах института Механобр (барабанном или индукционно-роликовым). Индукционно-роликовый сепаратор имеет максимальную напряженность магнитного поля до 12 000 э и способен извлекать не только сильномагнитные минералы, но и слабомагнитные.

На электромагнитных сепараторах при напряженности поля 800—900 э из пульпы золото-пирито-пирротиновой руды можно выделить пирротиновую фракцию. Индукционно-роликовый сепаратор ЦНИГРИ-2-ВК-5-40 позволяет извлекать из пульпы золотосодержащее железо; наилучшие результаты получают при обработке разбавленных пульп (5—7% твердого) и напряженности магнитного поля 1000 э.

Электростатическое обогащение может оказаться полезным при обработке зернистых материалов с крупным золотом, например гравитационных концентратов. Золото, имея малое электросопротивление, сосредотачивается в проводниковой фракции.

Электростатическое обогащение можно использовать для выделения марганцевых минералов из золото-серебряных руд или продуктов их обработки.

В лабораторных условиях используют сепаратор ПС-1.

§ 5. Амальгамация

Для амальгамации следует использовать лишь чистую ртуть без примесей золота, цветных металлов и без масляных загрязнений на поверхности. Чистая ртуть имеет гладкую блестящую поверхность, капли ее быстро соединяются между собой и при перекатывании по белой бумаге не оставляют следа.

Для проверки на золото 20—30 г ртути растворяют в 25%-ной HNO_3 в стаканчике при нагревании. Если после растворения ртути на дне стаканчика обнаруживают остаток, то раствор фильтруют, остаток на фильтре промывают водой и вместе с фильтром сушат. Затем золото на фильтре определяют либо пробирным методом (шерберованием и купелированием), либо атомно-абсорбционным.

Последний позволяет обнаруживать золото в количестве до 0,001 мг, т. е. в 10—20 раз меньше, чем пробирный анализ.

От масляных загрязнений ртуть очищают взбалтыванием ее в 10%-ном растворе NaOH. Если ртуть загрязнена медью, цинком, свинцом и другими металлами, ее очищают взбалтыванием в разбавленной HCl, HNO₃ (1 : 3) или крепкой H₂SO₄. Вместо взбалтывания ртуть можно пропускать через соответствующий раствор тонкой струйкой.

В лабораторных условиях амальгамацию проводят в основном двумя способами: в склянках и в шаровых или стержневых мельницах; редко испытывают амальгамацию на шлюзе.

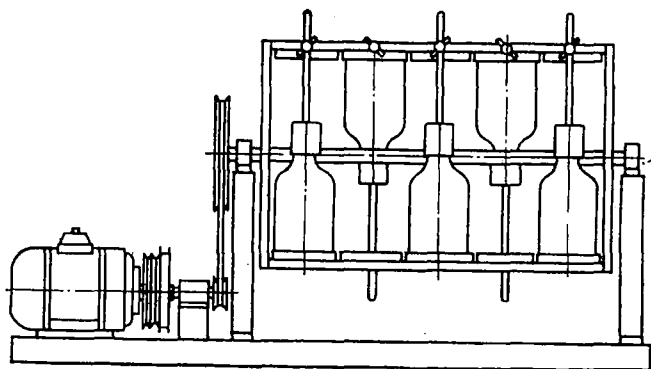


Рис. 32. Перемешиватель для закрытых склянок

Амальгамация в склянках выполняется в следующей последовательности: материал измельчают до заданной крупности и переводят в склянки, добавляют туда ртуть и иногда некоторые реагенты, перемешивают содержимое склянок, отделяют амальгаму от материала и полученные продукты анализируют на золото.

Навески следует измельчать в шаровых или стержневых мельницах и обязательно с водой, так как сухое измельчение сопровождается затираньем минеральными частицами поверхности золота, что снижает его способность к амальгамации.

Амальгамацию удобно проводить в склянках емкостью 1 л. В такую склянку можно загрузить до 350 г материала. Обычно для амальгамации достаточно 250 г материала. Отношение Ж : Т в пульпе равно 1,5 : 1, а для шламистых пульп — 2 : 1. Избыточную воду из склянок удаляют сифоном. Добавив в склянки ртути в количестве 10% от веса рудного материала, закрывают их резиновыми пробками и укрепляют в гнезда бутылочного перемешивателя (рис 32). В перемешивателе склянки вращаются в течение 2 ч со скоростью 70 об/мин.

Обычно амальгамируют несколько навесок, отличающихся друг

от друга степенью измельчения. В другом случае амальгируют навески одинакового материала, но с разными реагентами в каждой склянке.

После перемешивания каждую склянку переворачивают горлышком вниз и, слегка взбалтывая содержимое, добиваются скопления амальгамы в горлышке над пробкой. Осторожно вытаскивая пробку, выпускают скопившуюся амальгаму в фарфоровую чашку. Операцию повторяют несколько раз; в последний раз вместе с амальгамой выпускают в чашку и часть материала. Материал отмывают от амальгамы водой, амальгаму сушат фильтровальной бумагой и взвешивают. Потери амальгамы не должны превышать 0,1—0,3% первоначального веса.

Если потери превышают указанную величину, то хвосты амальгамации выпускают небольшими порциями в фарфоровую чашку и из каждой порции извлекают амальгаму предварительно амальгамированной серебряной пластинкой. Пластинка имеет длину 50—70 мм, ширину 10—15 мм и толщину 0,2—0,5 мм. Передвигая пластинку по дну чашки (под материалом), собирают остатки амальгамы. Уловленную амальгаму снимают, пропуская пластинку между двумя пальцами (руки в резиновых перчатках) или между отрезками резинового шланга.

Улавливание амальгамы серебряной пластинкой значительно ускоряется, если материал предварительно обесшламить в гидравлическом классификаторе.

Потери амальгамы повышаются при амальгамации крупного материала, а также сложных по минеральному составу сульфидных и частично окисленных руд, так как амальгама пемзуется, т. е. разбивается на мельчайшие несдвигающиеся между собой шарики. Пемзование амальгамы можно уменьшить, добавляя в пульпу перед амальгамацией различные реагенты: известь, едкий натр, соляную кислоту, бихромат калия, азотнокислый свинец, цианид. К сожалению, выбор нужного реагента возможен только по экспериментальным данным. Использование цианида вынуждает после амальгамации определять золото и в жидкой фазе (растворе). Пемзование можно предупредить или существенно уменьшить путем использования вместо чистой ртути амальгамы висмута. Для приготовления такой амальгамы 100 г ртути помещают в фарфоровую чашку емкостью 100 мл, прибавляют 0,1 или 0,2 г растертого в порошок металлического висмута и приливают 30—40 мл разбавленной (1:70) HCl. Содержимое периодически перемешивают стеклянной палочкой при нагревании на водяной бане в течение 1—2 ч, затем охлаждают и промывают той же кислотой и водой по одному разу. После этого амальгама готова к употреблению. Хранить ее следует в склянке под слоем разбавленной (1:70) HCl. Амальгамацию с висмутовой амальгамой проводят по описанной выше методике. Для пирротинсодержащих руд необходимо применять амальгаму с содержанием 0,1%, а для сульфидных концентратов 0,2% висмута.

Для подсчета извлечения золота амальгамацией анализируют хвосты и амальгаму. Амальгаму растворяют при нагревании в 25%-ном растворе HNO_3 . Дальнейшие операции проводят так же, как при проверке ртути на золото.

Хвосты амальгамации, помимо опробования на золото, полезно рассеять на классы и определить содержание золота в каждом из них. Такой анализ позволит более точно оценить правильность выбора степени измельчения материала.

Амальгамация в мельнице обычно обеспечивает более высокое извлечение золота, чем в склянках, но ртуть пемзуется при этом больше. Навеску руды 0,5—1 кг крупностью — 2 или — 1 мм загружают в мельницу, заливают водой до $\text{Ж}:\text{Т}=1:1$ (для шламистых руд 1,5:1), добавляют ртуть в количестве 5—10% от веса руды и измельчают до необходимой крупности. После измельчения шары или стержни вынимают, обмывают над мельницей и продолжают амальгамацию без измельчающих тел или с двумя-тремя фарфоровыми шариками для более интенсивного перемешивания. Общее время амальгамации (с измельчением и без измельчения) составляет 2 ч.

После амальгамации содержимое мельницы порциями промывают в фарфоровой чашке для отделения амальгамы; остатки амальгамы из хвостов извлекают серебряной пластинкой. Амальгаму можно выделить быстрее на гидравлическом классификаторе.

Чтобы уменьшить пемзование, ртуть можно вводить в мельницу не в начале операции измельчения, а в середине или в конце ее. Кроме того, одновременно с введением ртути из мельницы можно вынуть часть стержней (или шаров).

Амальгамация на шлюзе в лабораторных или полупромышленных условиях позволяет определить извлечение золота этим методом и некоторые его параметры. Для испытания можно использовать шлюз, показанный на рис. 30. На дно шлюза укладывают желоб, изогнутый из медного листа толщиной 2 мм. В конце шлюза подвешивают коробку-ловушку треугольного сечения глубиной 30 мм.

Подготовку желоба производят так. Медный лист соответствующего размера обжигают, нагревая его до темно-красного каления, выравнивают деревянным молотком и загибают края, чтобы получить желоб с бортами высотой 30 мм. Внутреннюю поверхность желоба чистят вначале наждачной бумагой, потом песком, чтобы ее полностью освободить от окислов и сделать гладкой и блестящей. Затем ее протирают влажной смесью из 10 весовых частей мелкого песка и 1 части NH_4Cl и промывают водой. Эту операцию повторяют 2—3 раза. После этого на желоб каплями наносят ртуть и растирают ее резиновой пробкой по всей поверхности. Смачивают поверхность 2%-ным раствором NaCN , спустя 12 ч промывают водой и натирают серебряной амальгамой.

Для приготовления серебряной амальгамы к раствору (10 г

серебра растворяется в 40 мл HNO_3) плотностью 1,4 прибавляют 160 г ртути. Образовавшуюся амальгаму промывают водой и отжимают от избытка ртути, завернув в плотную мокрую ткань.

Через амальгамированный желоб ровным тонким слоем пропускают пульпу, подобрав оптимальные значения разжижения пульпы и уклона шлюза. Хвосты собирают в бак и затем еще раз или два пропускают через шлюз. Извлечение золота в амальгаму рассчитывают по содержанию этого металла в исходном материале и хвостах.

При работе с ртутью необходимо строго соблюдать правила техники безопасности (см. приложение 4).

§ 6. Флотация

Флотацию испытывают при исследовании почти всех золотых и комплексных золотосодержащих руд, преследуя при этом различные цели.

Целью флотации золотых руд, содержащих извлекаемое цианированием золото, обычно является получение отвальных хвостов. Это позволяет подвергать цианированию относительно небольшое количество материала, что снижает затраты на обработку руд.

Если руды содержат золото, заключенное в сульфидах, то флотацией такие сульфиды извлекают в концентрат. Последний подвергают затем специальной обработке. Флотационное извлечение золотосодержащих сульфидов, а также теллуридов золота возможно и из хвостов цианирования.

Флотация может быть вспомогательным процессом перед цианированием. В этом случае она предназначена для выделения осложняющих цианистый процесс компонентов: углистых веществ, шламов, медных минералов — поглотителей цианида.

При обработке комплексных золотосодержащих руд флотацией получают самостоятельные концентраты меди, свинца, пирита, барита, теллура и других ценных компонентов.

Определив цель флотации и изучив практику флотационного обогащения для аналогичных случаев, приступают к исследованиям. Исследования обычно целесообразно проводить в четыре этапа:

- поисковые опыты;
- определение режима флотации;
- разработка схемы флотации;
- опыты по флотации в замкнутом цикле.

Поисковые опыты флотации проводят для подбора основных реагентов и определения некоторых параметров процесса. Для флотации используют флотационные машины механического типа с емкостью камер не менее 1 л. В меньших машинах получаемые продукты могут оказаться недостаточными по весу для анализа на золото.

Крупность материала в первых опытах принимают, исходя из результатов изучения вещественного состава руды. В практике

крупность флотуемого материала обычно бывает от $-0,2$ до $-0,071$ мм.

Реагенты для испытаний выбирают из числа наиболее распространенных в практике флотации соответствующих руд [123].

Оптимальное для флотации золота значение рН (7,5—8,5) необходимо создавать добавлением в мельницу соды.

Золото и золотосодержащие сульфиды следует флотировать с сульфгидрильными собирателями: ксантогенатами (бутиловым, амиловым, этиловым) и аэрофлотами. Расход ксантогенатов 100—150 г/т. Аэрофлоты полезно использовать при контрольной флотации при расходе 40—50 г/т. В пульпу ксантогенаты вводят в виде 0,5—1%-ных водных растворов, а аэрофлоты — каплями.

Если при флотации шламистых руд в концентрат будет переходить много пустой породы, то следует испытать предварительную обработку пульпы жидким стеклом. Расход жидкого стекла обычно составляет 0,5—1 кг/т, продолжительность обработки 1—2 мин. В пульпу реагент добавляют в виде 1—2%-ного водного раствора.

Для флотации золотосодержащих окислов железа и окисленных с поверхности сульфидов, а также частиц золота с покрытиями можно испытать оксигидрильные собиратели — талловое масло, ветлужское масло и др. Расход этих реагентов может достигать 1—1,5 кг/т. Флотацию с оксигидрильными собирателями целесообразно проводить после флотации с сульфгидрильными реагентами. При необходимости пустую породу подавляют жидким стеклом или серной кислотой (0,5—1 кг/т) и кремнефтористым натрием (1—2 кг/т).

Обычными вспенивателями являются сосновое масло, реагенты Т-66 или ОПСБ. При флотации кварцевых золотых руд, не содержащих сульфидов или шламов, для стабилизации пены в пульпу полезно добавлять небольшие количества жирнокислотных реагентов, например олеата натрия.

Плотность пульпы при флотации свободного золота необходимо поддерживать в пределах 20—30%, хотя в ряде случаев более оптимальными являются пульпы плотностью, выходящей за эти пределы. В более плотных пульпах лучше флотирует крупное золото, но скорость флотации замедляется и в концентрат в большем количестве переходят несulfидные минералы. Флотация из разбавленных пульп обеспечивает более качественные концентраты.

Длительность флотации золотых руд со свободным золотом в поисковых опытах должна быть заведомо достаточной. Причем судить о ходе флотации золота по минерализации пены нельзя, так как обычно пена становится практически неминерализованной через 5—7 мин, а флотация золота нередко длится 30 и даже 40 мин.

Если золото в руде связано с сульфидами, то ход флотации можно контролировать по количеству сульфидов в порциях концентрата, промываемых в фарфоровых чашках. Для этого в течение 15—20 сек собирают концентрат в фарфоровую чашку диаметром 8—10 см. В чашку с концентратом заливают воду и вращательны-

ми движениями взмучивают концентрат, затем шламистую часть сливают через край. Такие операции повторяют несколько раз до полного удаления из концентрата шламов; после этого оставшиеся на дне чашки зернистые частицы, в том числе сульфиды, будут хорошо видны под ручной лупой.

Необходимость предварительного гравитационного обогащения устанавливают сравнением результатов флотации руды и хвостов гравитационного обогащения. При этом выход гравитационного концентрата не должен превышать 1—2%. Получаемые хвосты доизмельчают и флотируют в условиях, одинаковых с условиями флотации руды. Предварительное гравитационное обогащение в большинстве случаев позволяет при последующей флотации получить более бедные золотом хвосты.

Определение режима флотации. Установив поисковыми опытами основные реагенты и принципиальные параметры флотации, приступают к определению оптимального режима процесса. На этом этапе следует стремиться проводить эксперименты сериями, изменяя от опыта к опыту в одной серии какой-либо один параметр. Однако все параметры так определять не следует, так как для этого потребуется большое число опытов. Пределы изменения каждого параметра намечают с учетом данных практики и исследовательских работ.

В первую очередь обычно выясняют оптимальную крупность руды. Для этого навески руды измельчают до различной крупности, например —0,2; —0,14; —0,1; —0,071 мм, и флотируют в одинаковых условиях. Крупность каждого класса необходимо характеризовать также содержанием в нем класса —0,071 мм. Измельчать материал можно с периодическим отсеиванием готового по крупности материала, причем первое отсеивание — от исходной руды, а последующие — через каждые 5—10 мин измельчения. Такое измельчение позволяет получать более равномерный по крупности материал.

Результаты флотации руды различной крупности вносят в таблицу или изображают графически. При построении графика по оси абсцисс откладывают крупность материала или продолжительность измельчения, а на оси ординат — извлечение полезного компонента и его содержание в концентрате. По виду полученных кривых определяют оптимальную крупность. Следует иметь в виду, что в дальнейших исследованиях, в частности при испытании других реагентов-собирателей, оптимальная крупность может быть несколько иной.

Далее проводят ряд опытов по выбору реагентов-регуляторов среды (соды или извести). Известь при флотации некоторых руд обеспечивает лучшие результаты — извлечение золота возрастает, длительность флотации сокращается. Вместе с тем следует учитывать, что этот реагент подавляет флотацию как золота, так и ряда сульфидов.

Подбирая реагенты-собиратели, следует испытать ксантогенаты

высших спиртов, смеси ксантогенатов с различной длиной углеводородных цепей, а также аполярные реагенты — углеводородные масла (керосин, трансформаторное масло, машинные масла и др.).

Углеводородные масла могут улучшить флотиримость крупных частиц золота и сульфидов, сростков золота с другими минералами, а также очень мелких частиц. Часто эти реагенты используют в контрольных операциях. Расход их составляет 200—500 г/т. До подачи углеводородных масел шламистую пульпу полезно обрабатывать реагентами-пептизаторами (жидким стеклом, сульфатом целлюлозы, гексаметафосфатом натрия). Пептизация шламов облегчает воздействие собирателей с поверхностью минеральных частиц.

Углеводородные масла подают в пульпу в виде 1—3%-ных водных эмульсий, которые удобно готовить в эмульгаторе МРТУ-42 со скоростью вращения мешалки 8000 об/мин или в камере флотомашинны. Приготовленные таким путем эмульсии устойчивы не более 30 мин. С повышением концентрации масла в эмульсиях устойчивость их снижается. Устойчивость эмульсий и концентрацию в них углеводородных масел можно значительно повысить добавлением различных реагентов-стабилизаторов, а также эмульгированием ультразвуком. Добавление алкилсульфата натрия в количестве 5% от веса масла делает эмульсию устойчивой в течение двух суток. Хорошие эмульсии получают добавлением в смесь перед эмульгированием сульфгидрильных собирателей (ксантогенатов, диэтилдитиофосфатов и аэрофлотов). Добавление этих соединений в количестве 5—7% от веса углеводородного масла позволяет получить эмульсию с концентрацией масла свыше 30% и повышенной собирательной способностью. Наиболее эффективная эмульсия состоит из воды, 10—20% углеводородных масел, 3,5% диэтилдитиофосфата и 3,5% сульфенола. Оптимальными параметрами ультразвукового эмульгирования являются: частота 22 кГц, интенсивность 8 Вт/см², продолжительность 5 мин.

При использовании эмульсий полезно контролировать размер капелек, так как в ряде случаев свойства углеводородных масел как флотационных собирателей существенно зависят от степени дисперсности их в эмульсии. Величину капелек можно определить микроскопическим методом.

Углеводородные масла снижают устойчивость пены, образованной сосновым маслом. Поэтому в сочетании с этими собирателями лучше применять реагент ОПСБ.

Эффективным реагентом для флотации золотосодержащих руд является изоамиловый эфир изоникотиновой кислоты. Это светло-желтая жидкость плотностью 1,033 с температурой кипения 260°C, хорошо растворимая в органических растворителях — этиловом спирте, диоксане, ацетоне, керосине. Растворимость в воде составляет около 300 мг/л. Эфир — хороший собиратель для золота, самородной или цементной меди, халькопирита и весьма слабый для пирита и особенно арсенипирита. Эти свойства позволяют успешно использовать реагент для флотационного выделения золота и меди

из пирит- и арсенопиритсодержащих руд и концентратов, причем такую флотацию можно проводить без использования реагентов-подавителей или с пониженным расходом их. Если наряду со свободным золотом необходимо извлечь и золотосодержащий пирит, то флотируют последовательно — вначале с эфиром, затем с ксантогенатом. Эфир можно подавать в пульпу в естественном виде, в виде водных эмульсий и в растворе органических растворителей. Расход его — 10—15 г/т руды. Реагент обладает пенообразующими свойствами, поэтому флотацию можно проводить без дополнительных вспенивателей.

При флотации некоторых руд, в первую очередь шламистых, иногда полезно собиратель и вспениватель подавать в пульпу не сразу, а двумя или тремя порциями. Порционная подача реагентов обеспечивает более равномерную флотацию, без чрезмерного выноса шламов в начале процесса.

Продолжительность контакта пульпы с реагентами-собирателями имеет большое значение при флотации некоторых золотых руд. Известны случаи, когда наилучшие результаты при флотации получали после 30-минутного перемешивания пульпы с собирателем. В связи с этим необходимо определять время перемешивания пульпы с выбранным собирателем.

Для повышения извлечения золота следует испытать различные активаторы, например медный купорос, сернистый натрий, фосфорно-кислый натрий. С помощью первых двух реагентов можно улучшить флотируемость ряда окисленных с поверхности золотосодержащих сульфидов; третий реагент в сочетании с известью активирует флотацию халькопирита, подавляя пирит и пирротин. Расход фосфорно-кислого натрия не превышает 1 кг/т; в пульпу этот реагент подают в виде 5—10%-ного водного раствора [50]. Сернистый натрий, поскольку он является сильным подавителем золота, можно использовать лишь в контрольных операциях, когда свободное золото уже сфлотировано.

При разработке способа подавления пустой породы, помимо уточнения расхода жидкого стекла, необходимо испытать в качестве подавителей кислое жидкое стекло, карбоксиметилцеллюлозу (КМЦ), полиакриламид (ПАА), кремнефтористый натрий и другие реагенты.

Использование растворов кислого жидкого стекла ($pH = 1,6 \frac{1}{2}$) позволяет в несколько раз уменьшить расход реагента по сравнению с обычным (щелочным) жидким стеклом ($pH = 10,7$). Кислое жидкое стекло получают в лаборатории. Для этого необходимо:

1. Приготовить 1,8%-ный водный раствор обычного жидкого стекла.

2. К одной весовой части жидкого стекла в растворе добавить 0,7 частей концентрированной HCl; смесь перемешать и измерить pH.

Если pH окажется в пределах 1,6—2, то раствор можно (спустя несколько часов) использовать во флотации. Раствор сохраняет

свои подавляющие свойства в течение пяти суток. Продолжительность перемешивания пульпы с кислым жидким стеклом не должна превышать 1 мин.

Если рН полученного раствора окажется больше 2, но ниже 3,5; то в него дополнительно вводят HCl в количестве, необходимом для достижения $\text{pH} = 1,6 \rightarrow 2$. Узнав требуемое соотношение между жидким стеклом и HCl, готовят необходимое количество раствора.

Если рН полученного раствора окажется больше 3,5, то из него быстро выпадает гель. В этом случае необходимо полученный гелеобразный раствор вылить и вновь начать приготовление раствора, увеличив в нем долю HCl до 0,8 или более весовых частей на одну часть жидкого стекла [13].

Хорошим подавителем тальксеричитовых шламов и некоторых глини является КМЦ. Расход этого реагента обычно составляет 0,5—1 кг/т. При таком расходе золото и сульфиды еще не подавляются. Вводить в пульпу КМЦ следует в виде 1—2%-ного водного раствора.

Ряд минералов пустой породы, в частности углистых, можно подавлять полиакриламидом. Расход его не превышает 15—20 г/т, концентрация используемых водных растворов равна 0,05—0,1%.

Кремнефтористый натрий (Na_2SiF_6), помимо подавления алюмосиликатов, кварца и полевого шпата, осаждает из жидкой фазы пульпы ионы тяжелых цветных металлов, понижает щелочность и улучшает флотацию пирита. Этот реагент в количестве 2—4 кг/т полезно применять при флотации золотосодержащего пирита из шламистых руд. Подавать его можно и в контрольную флотацию [57].

После установления реагентного режима определяют оптимальную плотность пульпы и продолжительность флотации. Планировать опыты флотации с различной плотностью пульпы необходимо с учетом общей схемы обработки руды. Если перед флотацией намечено сгущение, то плотность пульпы будет определяться не только показателями флотации; но и возможностями процесса сгущения. Часто, чтобы избежать сгущения, флотируют пульпы с плотностью ниже оптимальной. Естественно, в этих случаях возрастает требуемый объем флотомашин, увеличивается расход реагентов и ухудшаются результаты флотации.

Пульпу различной плотности готовят из одной порции измельченного материала делением ее желобчатым сократителем на ряд частей. Из этих частей составляют различные по весу навески материала и сгущением готовят порции пульпы соответствующей плотности. С изменением плотности пульпы изменяется действие собирателей. Поэтому необходимо провести опыты по уточнению расхода собирателя. Кроме того, надо учитывать также, что с изменением плотности пульпы изменяется и скорость флотации — она может понижаться как в очень плотных, так и в весьма разбавленных пульпах.

Необходимую продолжительность флотации определяют, применяя фракционное снятие концентрата. Для этого при флотации в оптимальном режиме снимают за первые, например, две минуты первую фракцию концентрата, за три минуты после первой — вторую, за пять последующих минут — третью и так далее в течение заведомо достаточного для окончания флотации времени. Полученные фракции концентрата сушат, взвешивают и анализируют на золото и другие компоненты. Результаты опыта можно представить в виде графика, на котором по оси абсцисс отложена про-

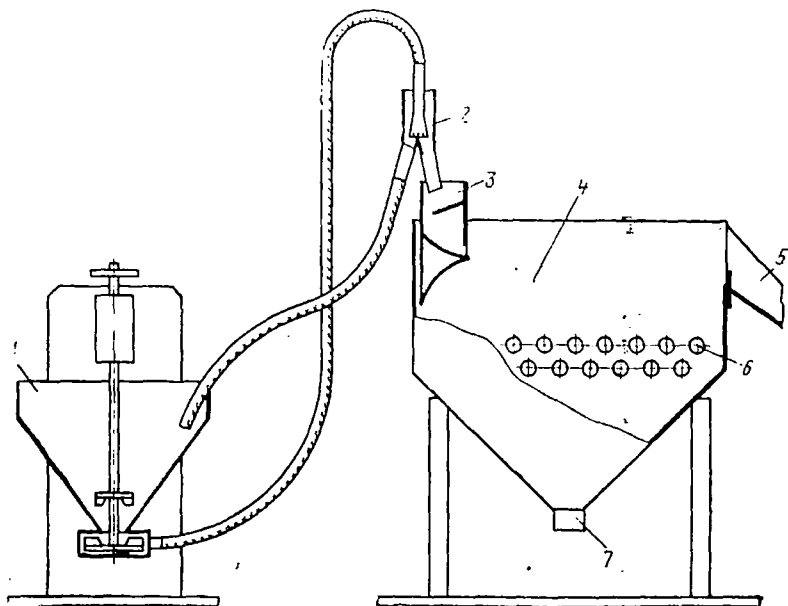


Рис. 33. Лабораторная установка для пенной сепарации:
 1— контактный сосуд с насосом; 2— распределитель пульпы; 3— загрузочная коробка; 4— камера машины для пенной сепарации; 5— лоток с порогом для разгрузки пенного продукта; 6— диспергаторы; 7— патрубок для выгрузки хвостов

должительность флотации, а на оси ординат — извлечение и содержание в концентрате золота и других полезных компонентов. По графику определяют, необходимую длительность флотации для получения определенного извлечения и качества концентрата.

Продолжительность флотации зависит, в частности, от типа флотационной машины. Флотацию золотых руд можно значительно ускорить, проводя ее в машинах пенной сепарации и флотоотсадочных машинах.

Лабораторная установка для пенной сепарации (рис. 33) состоит из контактного сосуда емкостью 5 л с насосом, распределителя пульпы и машины с площадью пенного слоя 275 см². Насос и рас-

пределитель пульпы позволяют подавать в машину пульпу не крупнее 2 мм при содержании твердого не более 60% с заданным расходом. Проходя загрузочную коробку, пульпа распределяется по всей ширине машины и затем тонким слоем поступает на пенный слой. Флотационноспособные минералы остаются на пене и выносятся с ней из машины через разгрузочный лоток. Нефлотирующиеся частицы проходят через пенный слой и собираются в нижней части камеры машины. Пенный слой создают, пропуская воздух через диспергаторы — резиновые трубки с наколотыми отверстиями. Концы диспергаторов с одной стороны машины подсоединены к коллектору, в который по трубопроводу, снабженному расходомером и регулирующим краном, подается воздух от компрессора.

Эксперименты на установке проводят в следующей последовательности:

1. Заливают машину водой, содержащей вспениватель.
2. Устанавливают распределитель пульпы так, чтобы при работе насоса вся пульпа из распределителя возвращалась в контактный сосуд.
3. Включая насос, загружают в контактный сосуд пульпу и добавляют реагенты, перемешивают пульпу заданное время (3—5 мин).
4. За минуту до окончания перемешивания добавляют в контактный сосуд вспениватель, а также начинают подавать воздух в заданном количестве в коллектор машины.
5. Устанавливают распределитель пульпы на подачу ее в машину с заданным расходом и начинают отсчет времени сепарации, за окончание сепарации принимают момент освобождения контактного сосуда от пульпы.
6. Отсоединяют от распределителя пульпы питающий шланг и направляют его в приемник емкостью 3—4 л, промывают контактный сосуд и насос двумя-тремя порциями воды по 0,4—0,5 л; воду из приемника декантируют, а материал осторожно смывают в загрузочную коробку работающей машины.

В процессе испытаний определяют оптимальный реагентный режим сепарации и режим работы машины. Хороший слой пены образуется при концентрации вспенивателя (соснового масла, Т-66 и др.) в камере машины и в жидкой фазе пульпы 30—50 мг/л и при расходе воздуха 0,6—0,7 м³/мин на 1 м² пенного слоя. Расход ксантогената обычно меньше, чем при пенной флотации. Для флотации крупных частиц полезных минералов и их сростков с несulfидными минералами помимо ксантогената можно применять аполярные реагенты. Перемешивать пульпу с этими реагентами надо с минимальной интенсивностью и загружать ее в загрузочную коробку лучше вручную.

Выход пенного продукта и, следовательно, его качество можно регулировать расстоянием от места загрузки материала до лотка для выгрузки концентрата. Это расстояние изменяется перемещением загрузочной коробки по стенкам камеры. Чем ближе коробка

к лотку, тем выше выход концентрата. Выход концентрата снижается с увеличением толщины пенного слоя. Для этого поднимают разгрузочный лоток с порогом. Перекрывая часть диспергаторов без снижения общего расхода воздуха, можно перераспределить последний по длине машины. Перекрыв нижние диспергаторы в правой половине машины, увеличивают расход воздуха в зоне загрузки материала, что нередко приводит к повышению извлечения

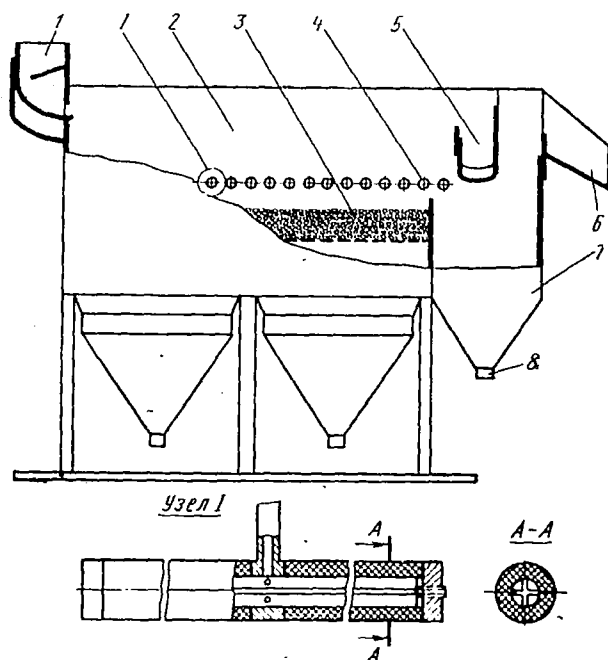


Рис. 34. Флотоотсадочная машина 150×300 мм:

1—загрузочная коробка; 2—камера машины; 3—слой дробн площадью 450 см²; 4—диспергаторы; 5—желоб для пенного продукта; 6—лоток для выгрузки мелкой фракции хвостов; 7—хвостовая камера; 8—патрубок для выгрузки крупной фракции хвостов

золота и других полезных минералов в пенный продукт. Производительность машины рассчитывают в т/час·м ширины пенного слоя, исходя из веса исходного материала и продолжительности сепарации. Лабораторные испытания обычно проводят при производительности 1—3 т/ч·м.

Пенной сепарации можно подвергать как руды, так и различные продукты их обработки — промпродукты гравитационного и флотационного обогащения, песковые фракции хвостов флотации и др. Руды перед сепарацией целесообразно обесшламливать, в противном случае шламы перейдут в пенный продукт. Наибольшего эффекта от пенной сепарации следует ожидать при обогащении руд

с крупной вкрапленностью полезных минералов. Сепарации в этом случае можно подвергать материал крупностью — 1 и даже — 2 мм.

Флотоотсадочная машина позволяет обогащать руды одновременно гравитационным и флотационным методами. Конструктивно эта машина представляет собой отсадочную машину, дополненную хвостовой камерой, желобом для пенного продукта и диспергаторами (рис. 34). Последние могут представлять собой резиновые шланги с наколотыми отверстиями или канальные элементы с войлочными наружными стенками. Машина легко регулируется. Поднимаемая или опускаемая загрузочную коробку, можно подавать материал на пенный слой или ниже. Высоту флотационной зоны регулируют перемещением вверх или вниз лотка с порогом для выгрузки мелкой фракции хвостов. Необходимый выход пенного продукта устанавливают, изменяя расход воздуха и положение порога на желобе для пенного продукта. Как и в машине для пенной сепарации, условия флотационного обогащения можно изменять перераспределением воздуха по длине камеры.

Испытания флотоотсадочной машины начинают с установления режима отсадки. Из порций руды весом не менее 4 кг готовят пульпу и подают ее в машину через контактный сосуд с насосом (см. рис. 33) или вручную. Методика проведения опытов по отсадке описана в главе IV, § 3. После установления оптимального режима отсадки определяют реagentный режим и условия работы машины в качестве флотационного аппарата. Обычно в лабораторных условиях режимные условия следующие:

Содержание твердого в исходной пульпе, %	40—50
Длительность перемешивания пульпы с собирателем в контактном чане, мин	3—5
Концентрация вспенивателя (соснового масла, Т-66 и др.) в жидкой фазе пульпы и в подрешетной воде, мг/л	30—50
Расход воздуха на 1 м ² пенного слоя, м ³ /мин	0,8—1
Высота диспергаторов над слоем дробы, мм	10—15
Высота слоя пульпы над диспергаторами, мм	60—70
Высота пенного слоя, мм	30—40

Разработанный режим флотации целесообразно проверить на воде, намечаемой к использованию в промышленных условиях. Если известен химический состав такой воды, то флотацию можно провести с дистиллированной водой после добавления в нее соответствующих веществ.

Для выяснения влияния многочисленных факторов на результаты флотации по описанной методике и определения оптимального режима процесса требуется значительное число флотационных опытов. Положение осложняется тем, что многие факторы являются взаимозависимыми, т. е. с изменением одного фактора изменяется и другой. Поэтому даже после проведения большого количества опытов нет полной уверенности в том, что разработанный режим флотации действительно является оптимальным. В связи с этим в исследованиях целесообразно использовать математи-

ческие методы планирования экспериментов и обработки получаемых результатов, что позволит при минимальном числе опытов сделать объективные выводы [79, 87].

Известно, что флотационные опыты нередко имеют низкую воспроизводимость. Ошибки, вносимые разделкой, взвешиванием и анализом продуктов, составляют обычно небольшую долю общей ошибки флотационного опыта. Поэтому целесообразно проводить параллельные опыты с последующим объединением одноименных продуктов флотации и отбором одной пробы на анализ. Такой прием уменьшает общую ошибку флотационного опыта. Если наибольшую ошибку вносит пробирный анализ, то для анализа целесообразно от продуктов одного опыта отбирать несколько навесок. Достоверность флотационных исследований повышают использованием машин большей емкости, а также совершенствованием флотационного оборудования и стандартизацией проведения эксперимента [96].

Разработка схемы флотации включает определение числа контрольных и перечистных операций, испытание различных способов доизвлечения золота из хвостов флотации, проведение флотации в две или три стадии, испытание схем флотации с отдельной обработкой реагентами песковой фракции и т. п.

При определении числа контрольных и перечистных операций можно руководствоваться следующим:

число контрольных операций следует увеличивать при флотации богатых руд и руд, содержащих труднофлотуемое золото и другие ценные минералы;

число перечистных операций может быть достаточно велико (до пяти-шести), если требуется из сравнительно бедной руды получить концентрат высокого качества, а извлекаемые минералы отличаются хорошей флотуемостью.

Сравнительно крупные труднофлотуемые частицы золота, перейдя при флотации в черновой концентрат, в процессе перечистных операций в значительной мере попадают в промпродукты. Переход такого золота в промпродукты можно значительно сократить, применяя комбинированные схемы перечисток. Последние включают как флотацию, так и обогащение в гидроциклоне. Наилучшие результаты получают, пропуская черновой концентрат через гидроциклон с последующей перечисткой слива. Готовым концентратом в этом случае является продукт, состоящий из песков гидроциклона и концентрата флотационной перечистки слива.

Получаемые при контрольных и перечистных операциях промпродукты следует изучать для определения вещественного состава их под бинокулярным микроскопом. Знание вещественного состава промпродуктов позволит предусмотреть наиболее рациональные способы их обработки. Необходимо также изучать вещественный состав хвостов и концентратов. При этом, изучая концентраты, большое внимание необходимо уделять компонентам, загрязняю-

щим этот продукт, а изучая хвосты, в первую очередь следует определять форму нахождения в них ценных минералов.

Чтобы установить возможность сокращения потерь ценных элементов с хвостами флотации, последние целесообразно классифицировать в гидроциклоне на несколько фракций и определять в каждой фракции содержание золота и других ценных компонентов. Из фракций с повышенным содержанием золота (обычно песковых) золото можно извлечь после доизмельчения флотацией совместно с исходным материалом или в отдельном цикле. В некото-

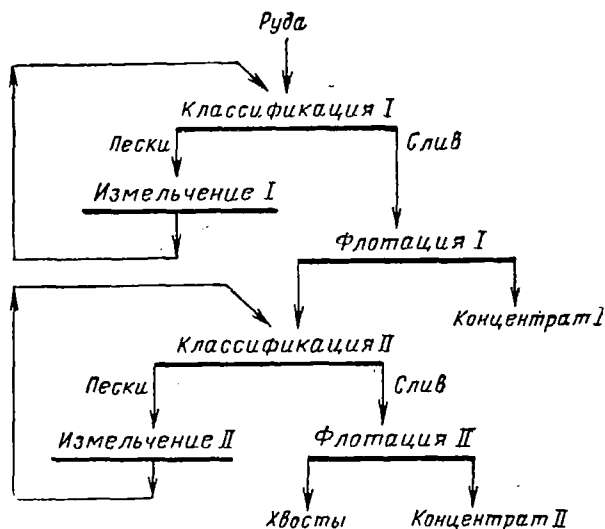


Рис. 35. Схема двухстадийной флотации

рых случаях обогащенные золотом фракции целесообразно цианировать. Шламовые фракции хвостов нередко обеднены золотом и могут быть отвальными продуктами.

Эффективным способом улучшения показателей является флотация в несколько стадий, обычно в две (рис. 35) или три. Первую стадию флотации проводят на материале, верхний предел крупности которого в 2—4 раза выше, чем во второй стадии. Расход реагентов при флотации в две стадии обычно не выше, чем при одностадийной флотации. Суммарная продолжительность флотации в две стадии также не превышает продолжительности флотации, осуществляемой в одну стадию.

При обработке многих руд стадийная флотация позволяет снижать потери золота и других ценных компонентов с хвостами и получать более зернистый концентрат.

Иногда из хвостов первой стадии флотации обработкой в гидроциклоне удастся выделить шлам с отвальным содержанием ценных компонентов.

При исследовании шламистых руд необходимо испытывать схему флотации с раздельной обработкой реагентами песковой фракции [19]. Испытания заключаются в следующем: материал перед флотацией классифицируют по крупности; пески обрабатывают собирателем, затем объединяют со шламами, перемешивают и смесь флотируют обычным способом (рис. 36, а). Обрабатывать пески собирателем необходимо в плотной пульпе и длительное время.

Флотация по приведенной схеме позволяет увеличить извлечение золота и других металлов, уменьшить расход собирателя и в

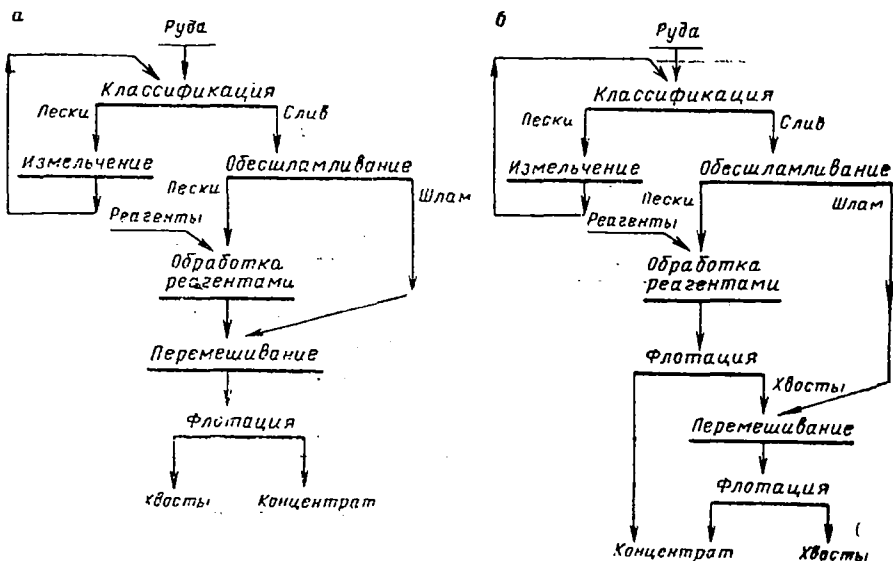


Рис. 36. Схемы флотации с раздельной обработкой песковых фракций

ряде случаев сократить выход концентрата. Эффект от такой флотации увеличивается с повышением содержания золота и других полезных минералов в песковой фракции.

В некоторых случаях более эффективной может оказаться схема, предусматривающая обработку собирателем песковой фракции, флотацию ее в отдельном цикле, объединение хвостов флотации со шламами и флотацию смеси (рис. 36, б). В соответствии с этой схемой пески флотируют в плотной пульпе и без шламов, а шламы флотируют совместно с песками, что уменьшает образование не-селективных флокул и снижает вязкость пульпы. Таким образом исключается отрицательное влияние шламов на флотацию песков, но сохраняется положительное действие последних на флотацию шламов [76].

После того, как отдельными опытами установлены основные условия флотации, составляют полную схему процесса. В схеме сле-

дует предусмотреть все основные и вспомогательные операции, а также пути движения промпродуктов.

При выборе точек возврата промпродуктов следует руководствоваться вещественным составом этих продуктов и требованиями к качеству получаемых концентратов. Если промпродукт направить в голову флотации, то значительная часть полезных компонентов может быть потеряна в процессе многократной флотации по всей схеме. Если каждый промпродукт возвращать в предыдущую операцию, то качество конечного концентрата ухудшится в большей степени, но извлечение в него ценных компонентов будет выше.

Нередко при выборе точек возврата промпродуктов руководствуются лишь содержанием в них золота или других ценных компонентов. В этом случае промпродукт присоединяют к материалу, содержание извлекаемых элементов в котором приблизительно одинаково с содержанием в промпродукте. Такой (формальный) прием нельзя считать правильным, так как содержание полезных компонентов еще не определяет их поведение при флотации. В некоторых промпродуктах золото и другие металлы находятся в такой форме, при которой извлечь их флотацией в общей схеме невозможно. Для таких продуктов необходимы самостоятельные операции обработки.

Опыты по флотации в замкнутом цикле являются проверочными для намеченной схемы. Опыты проводят в условиях, приближающихся к условиям непрерывного процесса флотации на фабриках; по результатам опытов можно с достаточной уверенностью судить о качестве концентратов, об извлечении в них металлов, о правильности выбора схемы флотации и реагентного режима.

Принципиальная схема опытов флотации в замкнутом цикле показана на рис. 37. Последовательной флотации обычно подвергают несколько навесок руды, причем промпродукты от предыдущей навески объединяют со второй навеской или с соответствующим продуктом ее обработки. Расход реагентов при флотации второй и последующих навесок обычно приходится сокращать вследствие поступления реагентов с промпродуктами.

Взвешивать и анализировать следует конечные продукты от каждой навески, т. е. концентраты и хвосты для случая флотации по схеме (см. рис. 37). Естественно, начиная со второй навески, вес конечных продуктов увеличивается, однако часто такое увеличение происходит только до четвертой-пятой навесок, после чего процесс флотации в замкнутом цикле стабилизируется. Признаками такой стабилизации являются:

равенство суммарного веса конечных продуктов флотации последней навески и веса первой (исходной) навески;

постоянство выхода конечных продуктов флотации последних двух-трех навесок и содержания в этих продуктах извлекаемых компонентов.

Результаты обогащения в стабилизированном процессе следует рассчитывать, приняв выход конечных продуктов последней на-

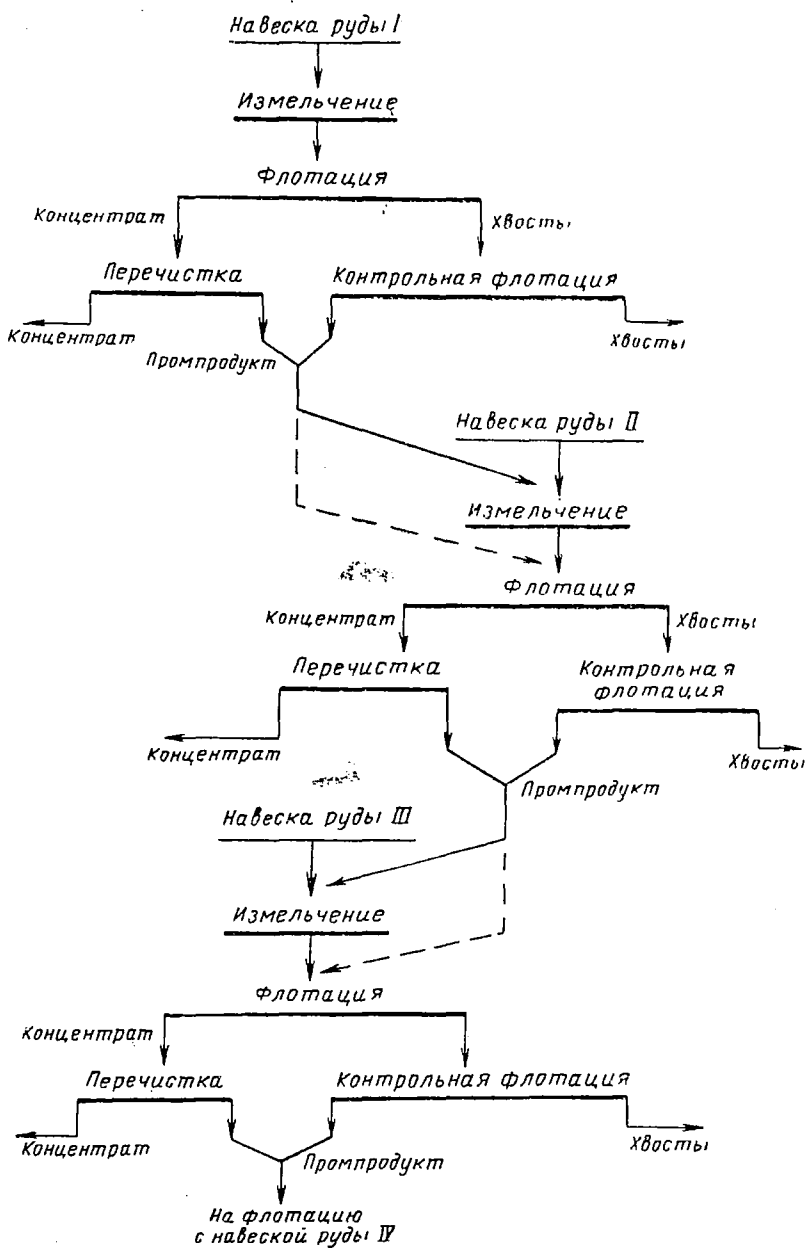


Рис. 37. Принципиальная схема флотации в замкнутом цикле

вески и извлечение ценных элементов в эти продукты за 100%. Промежуточные продукты в расчет не принимаются [74].

Если после флотации 8—10 навесок процесс не стабилизируется, то необходимо тщательно изучить вещественный состав промпродуктов и испытать для их обработки другие способы (доизмельчение и флотацию в отдельном цикле, гравитационное обогащение, цаннирование).

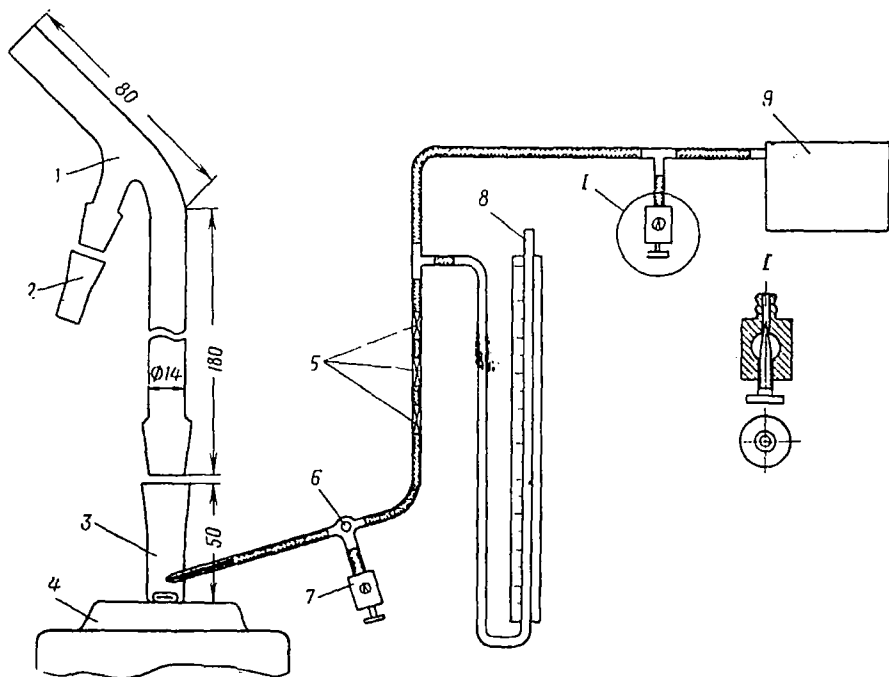


Рис. 38. Установка для беспенной флотации:

1— трубка стеклянная; 2— стаканчик для сфлотированного продукта; 3— стаканчик с капиллярной трубкой для перемешивания; 4— магнитная мешалка; 5— стеклянные капилляры; 6— трехходовой кран; 7— компенсирующий игольчатый кран; 8— манометр; I— регулирующий игольчатый кран; 9— микрокомпрессор МК-1

Разработанные в лабораторных условиях флотационные схемы и реагентный режим обычно проверяют на полупромышленных установках производительностью 100—150 кг/ч или на опытных фабриках производительностью 1—2 т/ч.

Опыты по беспенной флотации золота необходимы для оценки новых собирателей и других реагентов, изучения влияния на флотацию состава жидкой и твердой фаз, определения флотуемости различных по свойствам частиц золота. Показанная на рис. 38 установка позволяет использовать при изучении указанных факторов малые навески (50—100 мг) порошков химически чистого или природного золота.

Порошок химически чистого золота получают из слитка металла с помощью напильника. Частицы необходимой крупности (обычно $-0,14+0,125$ мм) выделяют просеиванием на ситах. Из выделенного золота отбирают навески (по 50—100 мг) и пересыпают их в стеклянные стаканчики емкостью 30—50 мл. В каждый стаканчик заливают раствор (1:1) химически чистой HNO_3 и кипятят не менее 4 ч (до осаждения на дно всего золота) с добавлением раствора кислоты по мере его выкипания. После этого кислоту удаляют из стаканчиков декантацией и этим же способом промывают порошок дистиллированной водой около 10 раз до нейтральной реакции промывных вод. Подготовленное таким путем золото следует хранить в дистиллированной воде.

—Подготовка установки к работе и проведение эксперимента состоит в следующем:

1. Трубку для беспенной флотации с обоими стаканчиками устанавливают на магнитную мешалку и заливают водой до уровня, расположенного на 15—20 мм ниже верхнего конца.

2. Устанавливают трехходовой кран так, чтобы воздух от компрессора мог попасть через капилляр в трубку (положение I) и включают компрессор.

3. Регулировочным краном устанавливают определенную подачу воздуха в трубку (обычно при капилляре с внутренним диаметром 0,3—0,4 мм два пузырька воздуха в 1 сек), отмечают по манометру давление.

4. Устанавливают трехходовой кран так, чтобы направить воздух через компенсирующий кран (положение II), которым восстанавливают давление в системе до прежней величины.

5. Сливают из трубки воду и отделяют трубку от стаканчика для перемешивания, пипеткой с шарообразным расширением переводят навеску золота (без контакта с воздухом) в стаканчик для перемешивания, присоединяют трубку, включают магнитную мешалку и заливают трубку водой с реагентами.

6. После заданного времени перемешивания (3—5 мин) устанавливают трехходовой кран в положение I и проводят флотацию в течение намеченного времени; прекращают флотацию возвращением трехходового крана в положение II, отсоединяют от трубки оба стаканчика и по весу в них золота рассчитывают извлечение флотацией.

§ 7. Цианирование

Цианистые соединения являются весьма токсичными, поэтому при работе с ними следует строго выполнять правила техники безопасности (см. приложение 5).

Приготовление и анализ цианистых растворов. Цианирование обычно проводят, используя водные растворы KCN или NaCN. Вначале готовят крепкий раствор цианида (10—15%) и сохраняют его в плотно закрытых стекляшках. Этот раствор по мере не-

обходимости используют для приготовления рабочих растворов и для повышения концентрации (подкрепления) цианида в жидкой фазе пульпы при цианировании. Перед использованием крепкого раствора определяют в нем концентрацию цианида. Для этого отбирают 10 мл раствора, разбавляют дистиллированной водой в 10—25 раз и титруют.

Для отбора и точного отмеривания цианистых растворов весьма удобна пипетка Г. С. Коновалова [46]. Она представляет собой обычную пипетку с надетым на верхний конец резиновым баллончиком 1 (рис. 39). Баллончик сообщается с каналом пипетки через отверстие 2 диаметром 1—2 мм. Для отбора раствора баллончик сжимают — большим, средним и безымянным пальцами, нижний конец пипетки погружают в раствор и, закрыв верхний конец пипетки указательным пальцем, засасывают с помощью баллончика раствор. Когда раствор поднимается выше метки, верхний конец пипетки на короткое время открывают, воздух заполняет баллончик и засасывание прекращается. После этого доводят уровень раствора до метки, как и при работе с обычной пипеткой, и отмеренный раствор выпускают в сосуд.

Наиболее распространенным методом определения концентрации цианида в исходных растворах и растворах, получаемых в результате цианирования руд, является титрование азотнокислым серебром в присутствии индикатора — йодистого калия. Метод позволяет определять содержание свободного цианида, т. е. цианида (циан-иона), не связанного в недиссоциированные комплексные соединения.

Титрование проводят в следующем порядке: 10 или 25 мл раствора отмеряют пипеткой в стакан или коническую колбу на 100 мл, добавляют 3—4 капли 5%-ного раствора йодистого калия и титруют до появления желтоватой мути йодистого серебра, не исчезающей при взбалтывании. Что-бы лучше заметить момент образования мути, следует раствор к концу титрования наблюдать перед черным фоном. Титруемый раствор, колба и пипетка должны быть совершенно прозрачными. Мутный раствор необходимо отфильтровать. При работе с растворами, богатыми известью, на колбах и пипетках осаждается углекислый кальций. В этом случае посуду перед употреблением промывают сильно разбавленной соляной кислотой и затем тщательно водой.

Раствор азотнокислого серебра для титрования готовят следующим образом: навеску соли отвешивают на часовом стекле на ана-

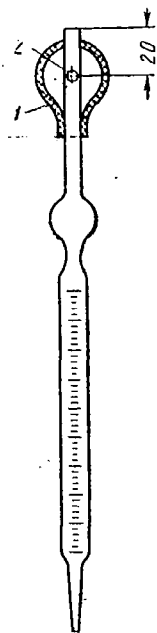


Рис. 39. Пипетка для токсичных растворов

литических весах, смывают дистиллированной водой через воронку в мерную колбу, перемешивают содержимое колбы до полного растворения соли, после чего добавляют воды до метки и хорошо перемешивают раствор. Концентрация раствора азотнокислого серебра зависит от концентрации цианида в титруемых растворах и от того, в какой форме предполагается выражать результаты титрования: в процентах KCN, NaCN или CN. Наиболее крепкими из указанных в табл. 14 растворов AgNO_3 можно пользоваться тог-

Таблица 14

Соотношения между величинами при определении концентрации свободного цианида титрованием

Концентрация AgNO_3 в растворе, г/л	Объем порции цианистого раствора для титрования, мл	1 мл раствора AgNO_3 соответствует концентрации свободного цианида, %		
		KCN	NaCN	CN
13,0459	10	0,1	—	—
6,5230	10	0,05	—	—
3,2615	25	0,01	—	—
1,3046	10	0,01	—	—
17,3337	10	—	0,1	—
8,6668	10	—	0,05	—
4,3334	25	—	0,01	—
1,7333	10	—	0,01	—
16,336	10	—	—	0,05
8,1677	25	—	—	0,01
3,2671	10	—	—	0,01

да, когда не требуется большая точность определения и когда желательно сократить длительность операции титрования. Для получения более точных результатов следует пользоваться самыми слабыми из указанных растворов.

Чтобы уменьшить разложение цианистых солей, в растворы добавляют известь, создающую так называемую защитную щелочь. Способность извести создавать в растворе щелочь зависит от содержания в ней свободной окиси кальция — суммы окиси кальция CaO и гидрата окиси кальция $\text{Ca}(\text{OH})_2$.

Для определения свободной окиси кальция в извести в склянку емкостью 2 л заливают 1 л 2%-ного раствора сахара и засыпают 2 г тонкоизмельченной извести, закрывают склянку резиновой пробкой и перемешивают в течение 2 ч. Затем отстаивается раствор 12 ч, вновь перемешивают 1 ч и после отстаивания фильтруют верхний слой раствора через сухой фильтр в сухой стакан. От раствора отбирают пипеткой 2—3 пробы по 50 мл, прибавляют к каждой пробе по 5 капель раствора фенолфталеина (0,5 г фенолфталеина в 50 мл спирта и 50 мл воды) и титруют 0,1 н раствором

щавелевой кислоты (6,303 г кислоты в 1 л раствора) до исчезновения розовой окраски. Содержание окиси кальция в извести рассчитывают по формуле

$$\text{CaO} = 2,8V,$$

где V — объем 0,1 н. раствора щавелевой кислоты, затраченной на титрование 50 мл раствора сахара после перемешивания его с навеской извести, мл.

Используемый при анализе раствор сахара необходимо освобождать от углекислоты, всегда присутствующей в дистиллированной воде. Для этого к раствору добавляют 2—3 капли раствора фенолфталеина и затем по каплям из липетки известковой воды до появления слаб розовой окраски.

Содержание защитной щелочи в цианистых растворах обычно определяют после определения свободного цианида в том же растворе титрованием щавелевой кислотой в присутствии индикатора — 0,5%-ного спиртового раствора фенолфталеина. Для этого титруют свободный цианид, как описано выше. При появлении желтой мути добавляют еще 2—3 капли раствора AgNO_3 и затем несколько капель раствора фенолфталеина; титруют раствором щавелевой кислоты до исчезновения розовой окраски.

Концентрацию защитной щелочи, как правило, выражают в % CaO . Раствор щавелевой кислоты готовят растворением навески 2,2481 г в 1 л. Для титрования берут 10 мл цианистого раствора; в этом случае 1 мл затраченного на титрование раствора кислоты соответствует 0,01 % CaO .

Золото в цианистых растворах наиболее успешно определяют атомно-абсорбционным методом. Этот метод позволяет в 100—200 мл раствора определять золото с чувствительностью 0,02 мг/л. Помимо золота можно определять ряд других металлов со следующей чувствительностью: 0,05 мг/л — для серебра, 0,1 мг/л — для меди, 0,03 мг/л — для цинка, 0,5 мг/л — для железа и 0,4 мг/л — для никеля. Определения мешают органические соединения, о наличии которых при сдаче проб на анализ следует предупредить.

Надежным методом определения золота является метод, основанный на осаждении металла цинком. Известное количество цианистого раствора (200—400 мл) в конической колбе или стакане подкрепляют, если требуется, до содержания 0,05—0,07% NaCN , прибавляют 3 г цинковой пыли и несколько капель 10%-ного раствора уксуснокислого свинца, затем в течение 1 ч нагревают при частом взбалтывании, не доводя до кипения. После этого добавляют, сильно взбалтывая, 60—100 мл 10%-ного раствора уксуснокислого свинца и 20—30 мл крепкой HCl (1:1) и продолжают взбалтывание до тех пор, пока не начнется осветление раствора, выпадение белого осадка хлористого свинца и образование свинцово-цинковой губки. Отсутствие этого свидетельствует о не-

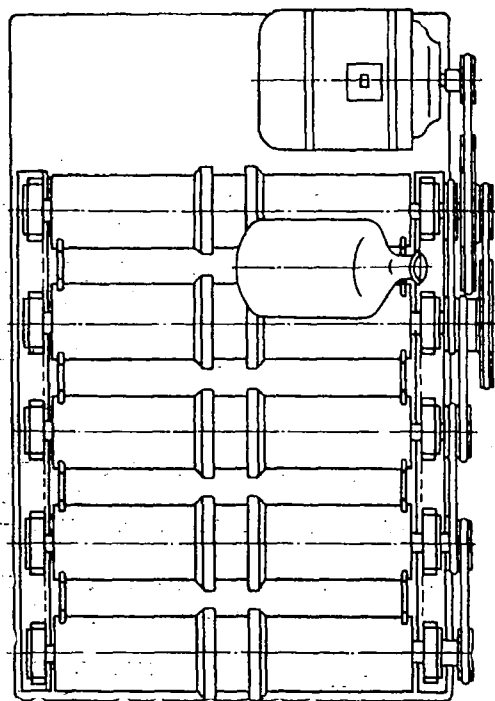
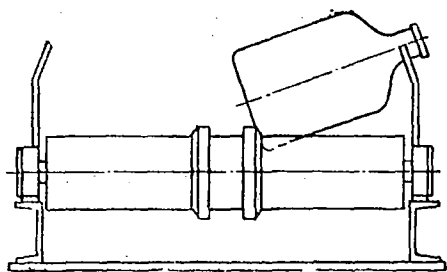


Рис. 40. Перемешиватель для открытых склянок

Достатке уксуснокислого свинца или цинковой пыли. Раствор кипятят до прекращения выделения пузырьков из губки (до растворения цинка). Если свинцовая губка получится компактной, то ее вместе с частью раствора переводят в фарфоровую чашку, пальцами сжимают в комок, подсушивают и, завернув в свинцовую фольгу, направляют на шерберование. Если губка получится разбитой, то раствор фильтруют через фильтр из свинцовой фольги. Фильтр представляет собой конус, в вершине которого проколоты отверстия, прикрытые кусочком ваты и свинцовой дробью. После фильтрации губку отжимают, подсушивают, завертывают вместе с фильтром и шерберуют.

Золото в цианистом растворе можно определять выпариванием раствора в чашке из свинцовой фольги с последующим шерберованием свернутой в комок чашки вместе с осадком. Чашку из фольги вкладывают в фарфоровую чашку, последнюю устанавливают на песчаную баню. В чашку

заливают раствора не более $\frac{2}{3}$ ее объема, по мере упаривания раствор доливают. Перед концом выпаривания, чтобы предупредить возможное разбрызгивание, в чашку засыпают 2—3 г глета.

Методы анализа цианистых растворов подробно изложены в специальных руководствах [101, 114]. Определение малых содержаний золота в цианистых растворах можно проводить с использованием ионообменных смол [25].

Цианирование методом перемешивания пульпы применимо к материалам не крупнее 0,3—0,4 мм.

В лабораторных условиях этот метод испытывают, применяя различные перемешиватели: для закрытых склянок (бутылок), открытых склянок, с механической мешалкой и др. Все они имеют свои преимущества и недостатки, что следует учитывать при планировании экспериментов и оценке получаемых результатов.

Перемешиватель для закрытых склянок (см. рис. 32) обеспечивает хорошее перемешивание пульпы, но цианирование протекает без доступа свежего воздуха. Последнее вынуждает перед началом цианирования загружать в пульпу окислитель (обычно перекись бария 0,5—1 г на 100 г руды) или периодически останавливать перемешиватель, снимать склянки и выдерживать их с открытыми пробками для обновления воздуха (аэрации). Остановка агитатора и снятие склянок необходимы и для подкрепления раствора щелочью и цианидом.

В перемешивателе для открытых склянок (рис. 40) последние вращаются без пробок в наклонном состоянии, опираясь нижней частью на вращающиеся валки, а горлышком — на вырез в неподвижной пластинке. Обмен воздуха в процессе цианирования происходит постоянно. Недостаток перемешивателя заключается в слабом перемешивании крупного и тяжелого материала.

Пневматический перемешиватель (рис. 41) позволяет хорошо перемешивать и аэрировать пульпу, но расход цианида и извести в нем, как правило, повышенный; кроме того, при работе трудно избежать разбрызгивания пульпы.

Используемый в ЦНИГРИ перемешиватель с механической мешалкой (рис. 42) имеет три съемных сосуда емкостью 5,2 и 0,75 л. Интенсивность перемешивания в нем изменяют, устанавливая различную скорость вращения импеллера, а также применяя импеллеры различного диаметра. В процессе длительного перемешивания пульпы часть раствора испаряется. Это вынуждает для сохранения заданной плотности пульпы периодически добавлять в перемешиватель воду или цианистый раствор.

Для ускорения растворения золота цианирование иногда проводят в лабораторных однокамерных флотомашинах. Перспективно вибрационное цианирование, при котором пульпа перемешивается в результате вибраций всего сосуда или погружением в пульпу специальных вибраторов.

В настоящее время исследователи не располагают лабораторными аппаратами для цианирования, полностью моделирующими (по интенсивности перемешивания и аэрации пульпы) промышленные перемешиватели.

Подготовка материала к цианированию может включать следующие операции: измельчение, гравитационное обогащение, промывку водой или кислотами, щелочную обработку, классификацию на пески и шламы.

Измельчение и гравитационное обогащение проводят обычны-

ми методами. Пульпу после указанных операций сгущают, делят желобчатым делителем и каждую порцию загружают в перемешиватель. Методом гравитационного обогащения из материала извлекают крупные частицы золота и золотосодержащие сульфиды, что позволяет сократить продолжительность последующего цианирования и получить более бедные золотом хвосты.

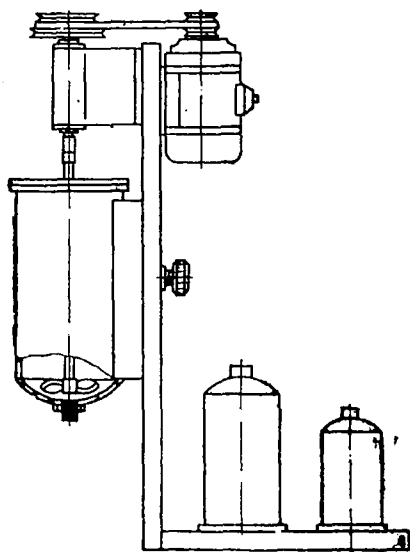
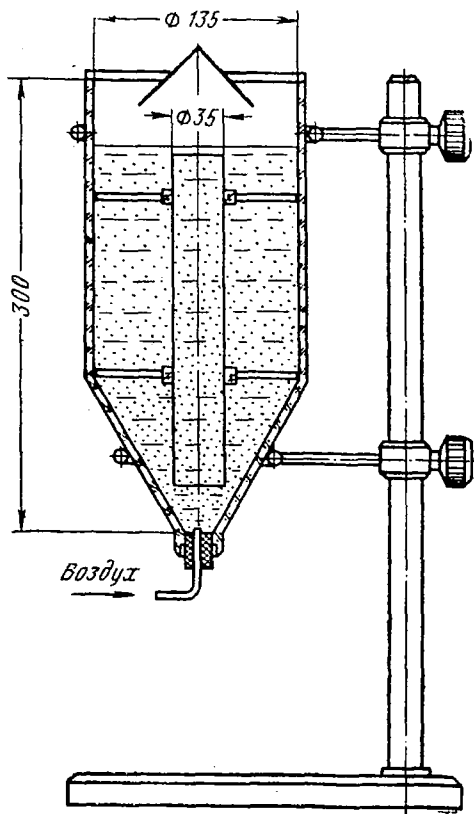


Рис. 41. Пневматический перемешиватель Рис. 42. Перемешиватель с механической мешалкой

Промывать материал водой для удаления из него водорастворимых соединений можно в перемешивателе с механической мешалкой или в каком-либо сосуде. Материал перемешивают 1—2 мин и оставляют для отстаивания; отстаившуюся жидкую фазу декантируют. Кислотами (H_2SO_4 или H_2SO_3) наиболее часто промывают огарки, получаемые при обжиге флотационных концентратов. Огарки перемешивают 20—30 мин в слабом растворе кислоты; раствор декантируют или удаляют фильтрованием, остаток промывают водой и цианируют.

Щелочная обработка заключается в перемешивании материала в известковой среде и преследует цель — улучшить показатели последующего цианирования. Режим обработки определяют экспериментально, но обычно придерживаются следующих параметров: концентрация CaO в жидкой фазе 0,03—0,04%, продолжительность перемешивания 3—6 ч. Последующее цианирование проводят в одних случаях после промывки материала, в других — без промывки.

Перед цианированием материал классифицируют в гидроциклоне, отмучиванием или в восходящем потоке воды. Получаемые продукты цианируют раздельно. Это позволяет осуществлять процесс в оптимальных условиях: шламы цианируют методом перемешивания в течение короткого промежутка времени с использованием сорбентов, а пески — методом просачивания раствора.

Параметры цианирования определяют выполнением серии опытов с изменением одного параметра при постоянном значении других. В первую очередь определяют влияние степени измельчения материала на извлечение золота в раствор. Для этого цианируют по одной навеске материала крупностью —0,3; —0,21; —0,1; —0,15; —0,071 и —0,04 мм (точнее, 95—98% указанного класса) в следующих условиях: содержание твердого в пульпе 33%, концентрация NaCN 0,05—0,07% и CaO 0,01—0,02%, продолжительность цианирования 24 ч. Цианирование следует проводить при возможно более постоянных концентрациях цианида и извести. Для этого в пульпу перемешиванием добавляют столько окиси кальция и цианида, сколько необходимо для создания заданной концентрации этих реагентов в жидкой фазе. После 10—15 мин перемешивания от пульпы пипеткой с широким капилляром отбирают пробу объемом 50—70 мл, которую фильтруют через сухой фильтр или отстаивают с последующим фильтрованием жидкой фазы. Твердую фазу и остатки жидкой фазы возвращают в перемешиватель. Пробу можно отобрать и от жидкой фазы пульпы после остановки перемешивателя и отстаивания. Убыль из агитатора жидкой фазы, вызываемую титрованием и испарением, восполняют добавлением цианистого раствора или воды.

Определив концентрации цианида и извести, рассчитывают количества этих реагентов, необходимые для достижения начальных значений концентраций. Известь добавляют в пульпу в виде порошка, а цианид — в виде крепкого раствора. Расчет производят по формулам:

$$q = \frac{V_1(C_1 - C_2)}{C_{\text{изв}}}, \quad V = \frac{V_1(C_1 - C_2)}{C_p},$$

где q — количество извести для подкрепления, г;

V_1 — объем жидкой фазы в перемешивателе, мл;

C_1 — начальная концентрация окиси кальция или цианида, %;

C_2 — концентрация окиси кальция или цианида в пробе, %;

$C_{\text{изв}}$ — концентрация окиси кальция в извести, %;

V —объем крепкого цианистого раствора для подкрепления, мл;
 C_p —концентрация крепкого цианистого раствора, %.

После подкрепления пульпу перемешивают 15—20 мин, вновь отбирают пробу и определяют концентрацию цианида и окиси кальция. При необходимости производят подкрепление и продолжают цианирование. Так поступают до тех пор, пока концентрации цианида и щелочи станут постоянными. Обычно при цианировании первичных малосульфидных руд подкрепление производят через 10, 20, 30, 60 мин и далее через каждые 2—3 ч. При цианировании сложных руд, требующих повышенных расходов реагентов, подкрепление приходится производить более часто. Единовременная загрузка больших количеств цианида или извести, создающих избыточную концентрацию, приводит к увеличению расхода реагентов, а в ряде случаев и к снижению извлечения золота.

По окончании цианирования фильтрованием или отстаиванием с последующей декантацией отделяют золотосодержащий раствор от твердой фазы — хвостов. В растворе определяют концентрации цианида, щелочи и золота. Количества этих компонентов в растворе рассчитывают, исходя из их концентрации и всего объема раствора в пульпе. После этого подсчитывают полный и безвозвратный расход цианида и извести. Полным расходом называют все количество реагента, затраченное на цианирование, включая и количество, оставшееся после цианирования в жидкой фазе. Эти остатки можно возвращать в процесс цианирования при обратном использовании цианистых растворов. Исключая из полного расхода реагентов количества, оставшиеся после цианирования в жидкой фазе, получают безвозвратный расход.

Хвосты цианирования заливают водой и, перемешивая, добавляют раствор перманганата калия до слабо-розового окрашивания. Перемешивание продолжают до исчезновения окраски, затем вновь добавляют раствор перманганата и перемешивают. Эти операции повторяют до тех пор, пока окрашивание не будет исчезать при перемешивании, что указывает на разрушение всего цианида. После этого хвосты 3—4 раза промывают водой, при необходимости доизмельчают и анализируют на золото.

Определив оптимальную крупность материала при цианировании, проводят серии опытов с изменением продолжительности цианирования (6, 12, 16, 24, 48 ч.), содержания твердого в пульпе (33, 40 и 50%), концентрации извести (от 0,005 до 0,025% CaO) и цианида (от 0,01 до 0,1% NaCN), температуры пульпы. Все опыты проводят по описанной выше методике с периодическим подкреплением раствора щелочью и цианидом. После каждого опыта подсчитывают расход реагентов и определяют извлечение золота в раствор.

Оценивая роль концентрации извести, надо учитывать влияние ее не только на расход цианида, но и на извлечение золота. Очень часто минимальный расход цианида наблюдается при такой щелочности, при которой ухудшается растворение золота. В этом случае

за оптимальную следует принять более низкую концентрацию извести, при которой растворение золота будет достаточно полным и быстрым, хотя и с повышенным расходом цианида. С другой стороны, цианистые растворы должны иметь такую щелочность, которая надежно предупреждает переход цианида из жидкой фазы в воздух.

Планируя опыты цианирования при различной температуре, следует учитывать, что температура пульпы в зимний период на мно-

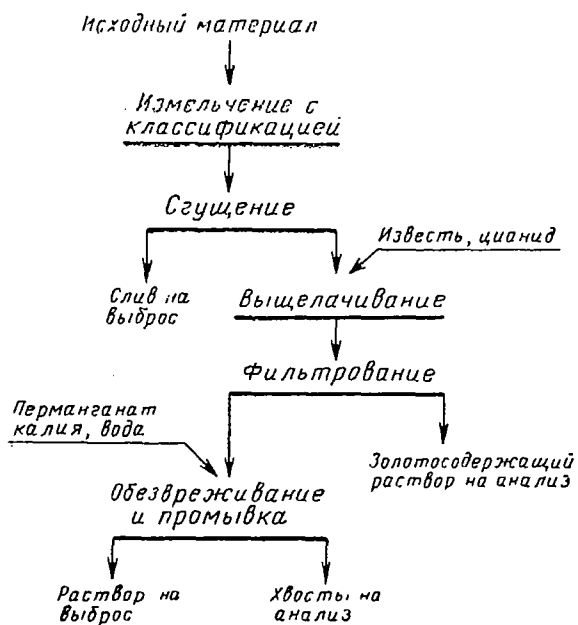


Рис. 43. Схема цианирования с измельчением материала в водной среде

гих фабриках снижается до 8—10°C и даже ниже, а в летний период на фабриках, расположенных в южных районах страны, достигает 30°C. Способы поддержания заданной температуры пульпы выбирают в каждой лаборатории с учетом имеющихся возможностей.

В производственных условиях наиболее распространены следующие схемы цианирования:

схема с измельчением материала в водной среде, последующим сгущением, выщелачиванием золота из сгущенного продукта и фильтрованием;

схема стадийного цианирования;

схема с измельчением материала в цианистой среде и с оборотным использованием растворов;

противоточная схема с применением многократного сгущения.

В лабораторных условиях первую схему можно воспроизвести так, как показано на рис. 43. После измельчения материал сгущают до максимальной плотности, если это не ухудшит показатели последующего выщелачивания.

Схема стадийного цианирования, осуществляемого в лабора-

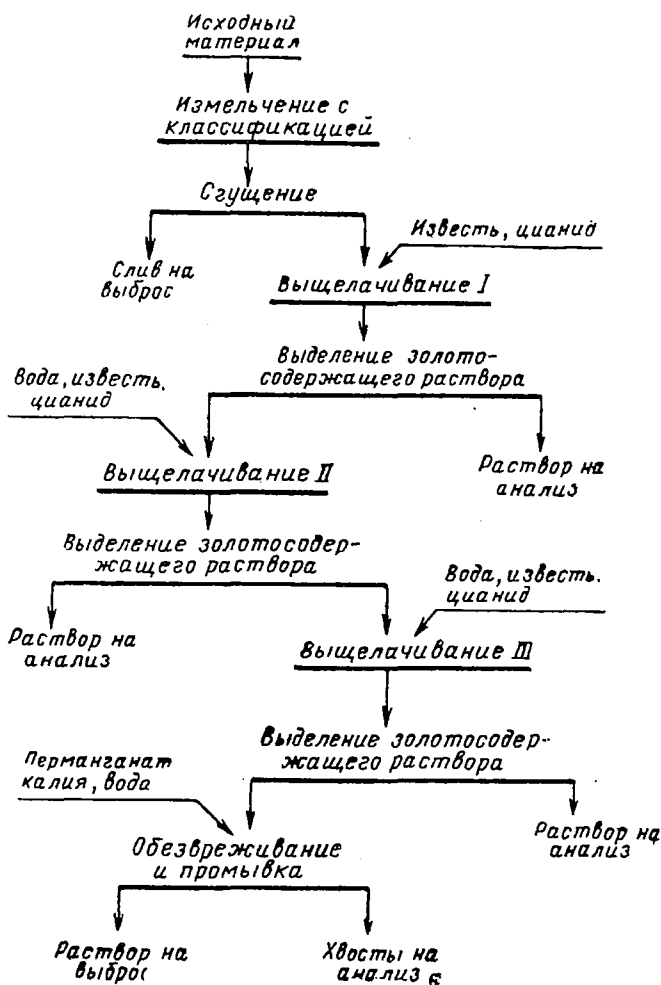


Рис. 44. Схема трехстадийного цианирования

торных условиях, показана на рис. 44. Золотосодержащие растворы после каждой стадии выщелачивания выделяют сгущением, или фильтрацией, или последовательным применением этих операций.

Цианирование с обратным использованием растворов в лаборатории встречает ряд затруднений, связанных в первую очередь с

обескислороживанием растворов и осаждением золота. Предложение [155] направлять в оборот цианистые растворы без осаждения золота нельзя принять, так как состав растворов после осаждения золота существенно изменяется, а это оказывает значительное влияние на процесс цианирования.

Методика цианирования с обратным использованием растворов и осаждением из них золота разработана автором [32]. По этой методике цианированию последовательно подвергают несколько

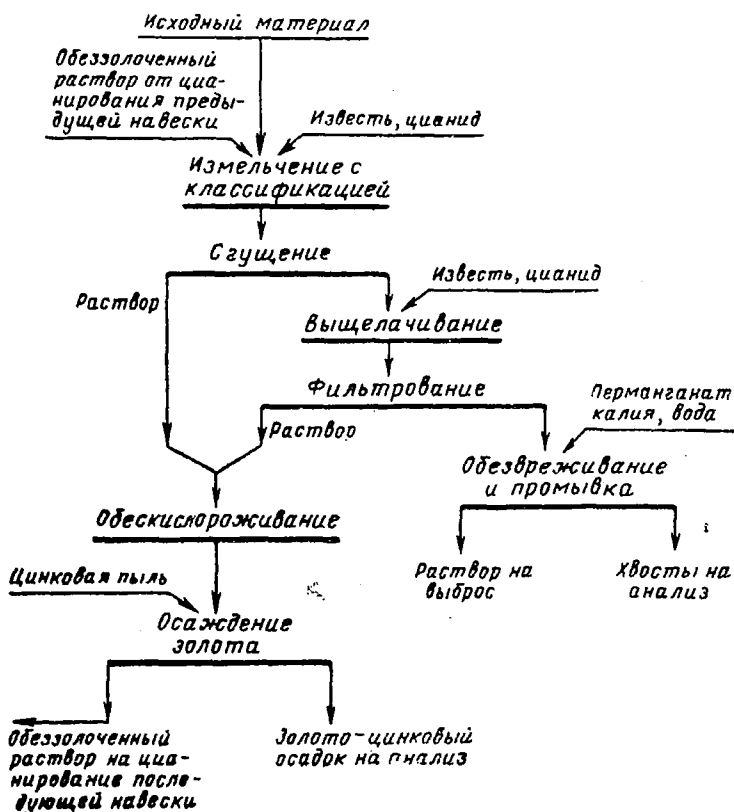


Рис. 45. Схема цианирования с обратным использованием растворов

навесок материала с использованием обеззолоченного раствора от каждой предыдущей навески (рис. 45). Обеззолоченный раствор заливают в мельницу, а также используют для промывки аппаратов (мельницы, перемешивателя и др.). В мельницу по мере необходимости добавляют известь и цианид для поддержания определенной концентрации этих реагентов в жидкой фазе. Обычно концентрация цианида в мельнице не превышает 0,03%.

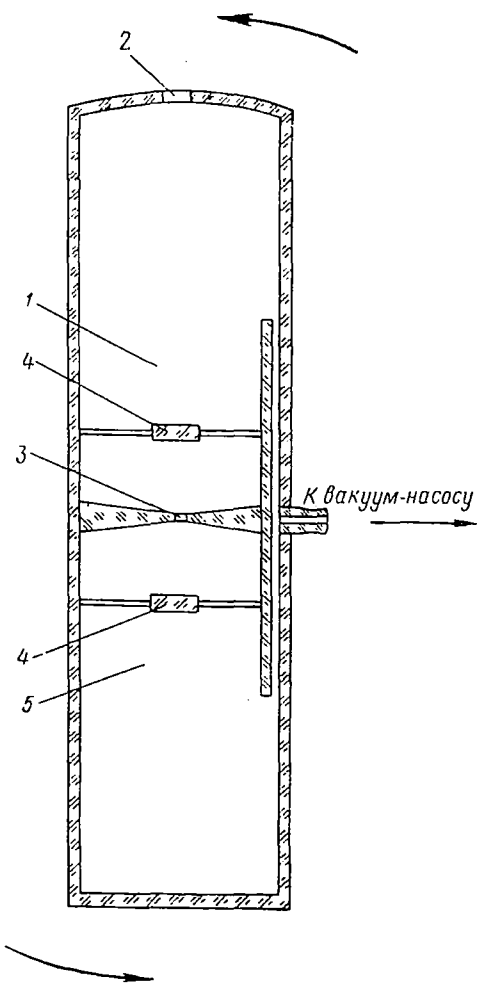


Рис. 46. Сосуд для обескислороживания растворов

раствор через отверстие 2 переводят в заполненные азотом склянки. Предварительно в склянки загружают цинковую пыль и уксуснокислый свинец, количество которого составляет 10% от количества цинковой пыли. Склянки быстро закрывают пробками и закрепляют в перемешивателе. Раствор с реагентами перемешивают не менее 2 ч.

По схеме (см. рис. 45) следует последовательно цианировать 6—8 навесок материала. Если растворение или осаждение золота ухудшится из-за оборотного использования обеззолоченных раство-

Если цианированию подвергают грубоизмельченный материал с содержанием не менее 30% твердого, то вслед за измельчением материал можно выщелачивать, затем сгущать и фильтровать.

Раствор обескислороживают в прямоугольном сосуде из оргстекла высотой 500 мм (рис. 46). Для этого его заливают через отверстие 2 в карман 1. Отверстие 2 закрывают пробкой и включают вакуум-насос, обеспечивающий разрежение в сосуде 600—650 мм рт. ст. Раствор из кармана 1 через капилляр 3 тонкой струей переливается в нижнюю часть сосуда, разбиваясь о пластину 4 на мелкие капли. Когда весь раствор окажется внизу, сосуд вращением против часовой стрелки (как показано на рисунке) переворачивают, раствор оказывается в кармане 5, в результате чего операция переливания повторяется. После четырехкратного переливания раствора из одного кармана в другой содержание кислорода в нем снижается до 0,6—0,8 мг/л. В сосуд выпускают азот и

ров, то следующие опыты цианирования можно провести с уменьшенным количеством направляемых в оборот растворов.

Максимальную концентрацию в оборотных растворах некоторых примесей ($l_{\text{макс}}$, мг/л), например меди, можно вычислить по формуле, цианируя одну навеску руды:

$$C_{\text{макс}} = \frac{100 a}{P(100-K)},$$

где a — количество меди, растворяющейся в процессе цианирования

1 кг руды, г;

P — количество раствора, требующегося для цианирования 1 кг руды, л;

K — количество направляемого в оборот раствора, % от P .

С увеличением количества выбрасываемого раствора $(100-K)$ $C_{\text{макс}}$ уменьшается. Для предупреждения расстройств процесса необходимо, чтобы концентрация меди в растворе не превышала допустимый предел $C_{\text{доп}}$. Это условие соблюдается тогда, когда

$$(100 - K) \geq \frac{100 a}{C_{\text{доп}} P}, \quad \%,$$

или, если обозначить $(100-K)$ через l ,

$$l \geq \frac{100 a}{C_{\text{доп}} P}, \quad \%.$$

$C_{\text{доп}}$ для каждой руды необходимо определять экспериментально. Однако, в приближенных расчетах эту величину для меди можно принять равной 200 мг/л. Тогда, определив количество меди, растворяющейся при цианировании 1 кг руды в лабораторных условиях, по приведенной формуле, можно установить допустимое количество оборотных растворов для каждого конкретного случая цианирования.

Противоточную схему цианирования целесообразно испытывать в полупромышленных условиях.

Цианирование методом просачивания раствора (перколяция) испытывают на песковых фракциях измельченных руд, а также на рыхлых и пористых рудах, огарках и других продуктах. Известны случаи перколяции руд крупностью —10 и даже —100 мм. При перколяции песковой фракции руды шламистую фракцию обычно цианируют методом перемешивания.

Предварительно необходимо определить расход цианида и извести на цианирование материала, предназначенного для перколяции. При этом материал доизмельчают, если это необходимо, и подвергают цианированию методом перемешивания в условиях: содержание твердого в пульпе 33%, концентрация цианида 0,1—0,15% NaCN, щелочи 0,01—0,02% CaO, продолжительность перемешивания 24 ч.

Лабораторный перколятор, показанный на рис. 47, представля-

ет собой цилиндр из оргстекла с коническим дном. Снаружи цилиндра вертикально наклеивают полоску миллиметровой бумаги для определения скорости перколяции. Внутри перколятора имеет-ся ложное (перфорированное) дно со слоем крупного, не содер-жащего золота песка. Песок должен быть такой крупности, при которой от него можно было бы отделить цианируемый материал про-севанием. Слой песка можно заменить легкопроницаемой для раствора тканью из синтетических материалов.

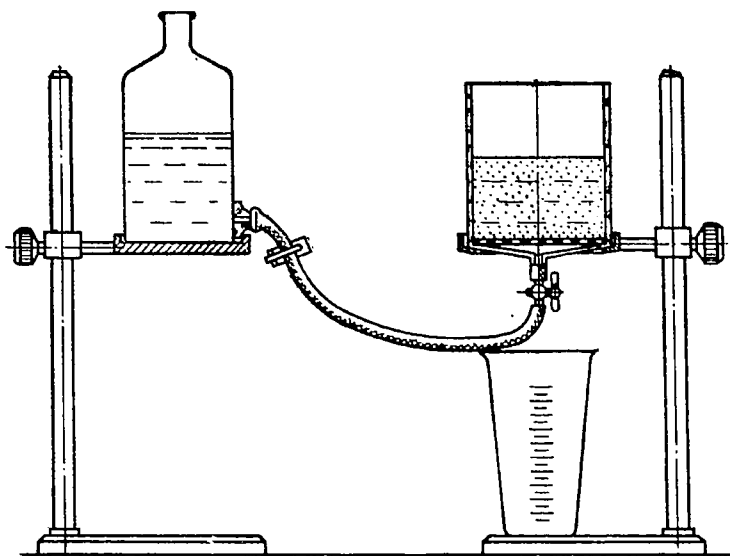


Рис. 47. Лабораторный перколятор

Опыт перколяции обычно включает трехкратное пропускание через материал цианистых растворов, двукратную аэрацию и дву-кратную промывку водой. Общее количество растворов и промыв-ных вод составляет 120—200% от веса материала.

Количество первого раствора рассчитывают, исходя из пористос-ти материала:

$$M = \frac{lP}{100 \Delta} + a,$$

где M — количество раствора, л;

l — пористость материала, %;

P — навеска материала, кг;

Δ — объемный вес материала, кг/л;

a — дополнительное количество раствора, необходимое для заполнения конической части перколятора и образования над материалом слоя высотой 20—30 мм, л.

Концентрация цианида в первом растворе должна быть такой, чтобы количество растворенного реагента было равно общему расходу его в предварительном опыте цианирования, а концентрация защитной щелочи — 0,01—0,02% СаО. Расход извести по предварительному опыту цианирования обычно больше, чем требуется для создания указанной концентрации СаО в первом растворе. Поэтому оставшуюся после приготовления раствора известь перемешивают с навеской материала.

Материал совком загружают ровным слоем в перколятор. Первый раствор заливают в напорную склянку и, постепенно поднимая ее, медленно пропускают раствор через материал снизу вверх. Когда уровень раствора поднимется немного выше материала, закрывают кран, напорную склянку опускают ниже перколятора, отсоединяют шланг и остаток раствора из склянки осторожно выливают на слой материала. Чтобы не размывать слой материала, на его поверхность под струю можно положить часовое стекло. Под перколятор ставят мерный цилиндр (или стакан) и, открыв кран, спускают 80—100 мл раствора. Кран закрывают и раствор возвращают в перколятор, выливая его на слой материала. После этого перколятор оставляют в покое на 24 ч.

По истечении суток открывают кран и спускают раствор в мерный цилиндр. Затем перколятор оставляют с открытым краном на 12 ч для аэрации (насыщения воздухом) материала. Далее, не закрывая крана, заливают второй раствор, количество которого равно 30—40% от веса материала. Концентрация цианида во втором растворе вдвое меньше, чем в первом. Просачивающийся раствор собирают в тот же цилиндр, где находится первый раствор. Раствор спускают до тех пор, пока в цилиндре его соберется столько же, сколько было залито в перколятор первого раствора. Затем кран закрывают и материал оставляют в контакте с раствором 12 ч. После этого спускают второй раствор и одновременно измеряют скорость перколяции, т. е. скорость опускания раствора над слоем материала. Если скорость перколяции меньше 20 мм/ч, то этот метод цианирования для данного материала считают неэффективным. Скорость перколяции более 50—70 мм/ч считают хорошей. Такой материал наиболее приемлем для перколяции.

После спуска второго раствора материал аэрируют 12 ч. Затем заливают третий раствор в количестве 30—40% от веса материала с концентрацией цианида, вдвое меньшей, чем во втором растворе. Второй раствор дополняют до первоначального объема, спуская третий. Третий раствор оставляют в контакте с материалом 4 ч, после чего заливают первую промывную воду в количестве 25—30% от веса материала и собирают в цилиндр третий раствор до первоначального объема. Заливают вторую промывную воду (25—30% от веса материала) и вытесняют весь объем первой воды. После этого материал считают хвостами перколяции.

Во всех собранных растворах и промывных водах определяют

содержание цианида, щелочи и золота. Хвосты доизмельчают, сушат и опробуют на золото.

Если перколяцией извлекается золота столько же, сколько при цианировании методом перемешивания, то в следующих опытах сокращают длительность процесса или уменьшают количество растворов. Если извлечение золота при перколяции будет ниже, чем при перемешивании, то испытывают более длительный контакт материала с растворами, насыщение растворов воздухом, перегрузку материала после спуска первого раствора, обработку более мелкого материала. Можно ускорить просачивание растворов, применяя вакуум.

Более детально методика испытаний перколяции с расчетом продолжительности процесса и размеров аппаратов описана в руководстве В. Я. Мостовича [71].

Цианирование с использованием ионообменных смол позволяет исключить из технологической схемы обработки руд фильтрацию, ускорить выщелачивание и в ряде случаев повысить извлечение золота. Наибольший эффект ионообменная технология обеспечивает при обработке шламистых руд [52].

Лабораторные испытания ионообменной технологии включают (рис. 48) определение и оценку ионного состава жидкой фазы цианистой пульпы, выбор смолы и установление ее основных сорбционных свойств и прочности, испытание сорбционного цианирования, разработку схемы десорбции со смолы золота и других элементов [126].

Для получения золотосодержащего раствора 50—70 кг руды цианируют в оптимальных условиях и раствор отделяют от хвостов. В растворе определяют содержание Au, Ag, Cu, Fe, Zn, Pb, Ni, Co, Sb, As и роданидов. Неблагородные металлы, присутствующие в цианистых растворах в виде комплексных анионов, сорбируются смолой вместе с золотом, снижая тем самым полезную емкость сорбента. Чем выше содержание металлов-примесей в растворе, тем ниже будет емкость смолы по золоту. Анион циана также поглощается смолой и снижает ее емкость по золоту. В связи с этим цианирование следует проводить при минимально допустимой по условиям растворения золота концентрации цианида.

Для сорбции золота из цианистых растворов можно использовать сильноосновные аниониты (АМ, АВ-17), слабоосновные (АН-18) и аниониты смешанной основности (АМ-2Б, АП-2). При выборе анионита учитывают ионный состав жидкой фазы пульпы. Чем ниже содержание золота относительно содержания металлов-примесей, тем более селективным к золоту должен быть анионит. Слабоосновные аниониты по сравнению с сильноосновными более селективно сорбируют золото, однако они менее прочные и имеют худшие показатели по кинетике сорбции и десорбции анионов. Лучшими смолами для сорбции золота из цианистых пульп считают аниониты смешанной основности макропористой структуры.

Для оценки сорбционной способности анионита определяют его

обменную емкость по золоту (статическую, динамическую и полную), селективность и кинетику сорбции, а также зависимость между емкостью и равновесной концентрацией золота в растворе (изотерму сорбции). Для испытаний используют узкие фракции смол: $-0,8+0,5$ мм при сорбции из растворов и $-1,2+(0,6-0,8)$ мм при сорбции из пульпы. Смолу классифицируют после 20—30-минутного набухания ее в дистиллированной воде. Для очистки от железа и перевода в хлоридную форму смолу помещают в стеклянную колон-

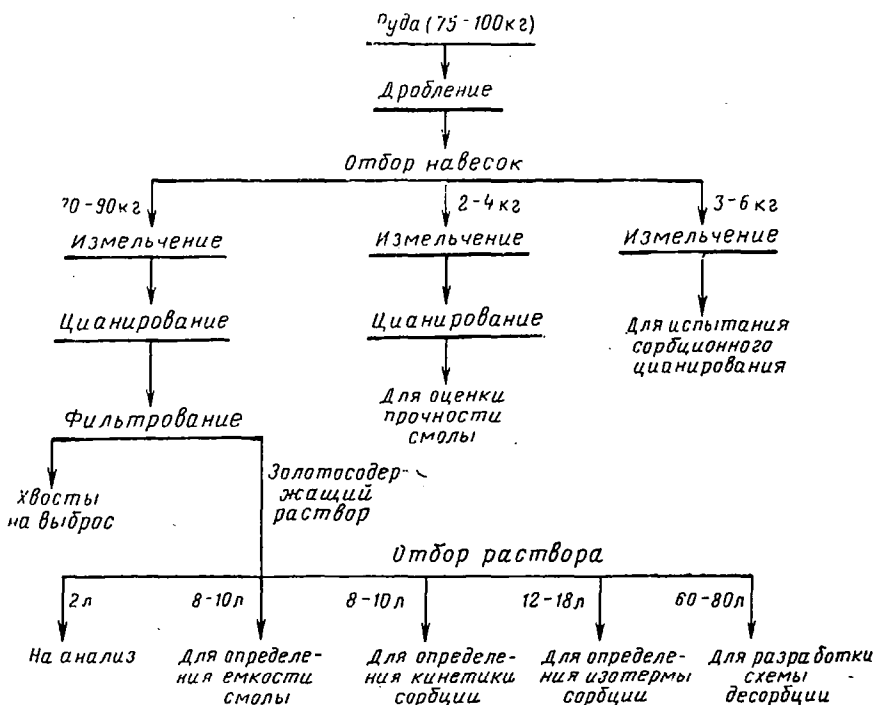


Рис. 48. Схема лабораторных испытаний ионообменной технологии

ку и пропускают через нее 0,5—2 н. HCl до тех пор, пока в фильтрате по реакции с роданидом будут лишь следы железа (слабо-розовое окрашивание). После кислотной обработки смолу промывают дистиллированной водой.

Статическую обменную емкость определяют, перемешивая 100 мг анионита с золотосодержащим цианистым раствором (400 мл) в течение 24 ч. Перемешивать можно в стеклянных стаканах с магнитными или механическими мешалками или в склянках на бутылочном перемешивателе. Количество поглощенного смолой золота определяют по изменению концентрации его в растворе или непосредственно анализом смолы. В последнем случае смолу сжигают

в муфеле при 800—900°C, золу обрабатывают царской водкой при отношении Ж : Т = (2—4) : 1 и в растворе определяют золото атомно-абсорбционным методом.

Смолу на золото можно анализировать и пробирным методом. Для этого навеску смолы 1—10 г шихтуют с 50 г соды, 10 г буры, 35 г глета, 0,5—1 г угля и плавят.

Динамическую обменную емкость определяют пропусканием золотосодержащего раствора через слой анионита в колонке до «проскока» золота в фильтрат. Колонка должна иметь диаметр не менее 10 мм и отношение длины к диаметру 10—12. Колонку следует заполнять набухшей смолой не более чем на $\frac{2}{3}$ высоты. Минимальное количество анионита для определения динамической обменной емкости составляет 5 мл, скорость прохождения раствора — 3—5 мл/мин. Фильтрат собирают отдельными порциями, в каждой из которых определяют содержание золота. Считают, что «проскок» золота наступает тогда, когда содержание его в фильтрате будет равно 0,02 мг/л.

Полную обменную емкость определяют, насыщая анионит золотом до тех пор, пока содержание металла в фильтрате станет равным содержанию в исходном растворе. Насыщают анионит пропусканием раствора через колонку со слоем смолы объемом 4—5 мл или перемешивают 100 мг анионита с порциями золотосодержащего раствора объемом по 400 мл каждая.

Емкость смол чаще выражают в мг/г сухой смолы. Удовлетворительной считают емкость по золоту 4—10 мг/г при сорбции из раствора с содержанием металла менее 2 мг/л и 20—30 мг/г при сорбции из растворов с содержанием свыше 2 мг/л.

Селективность анионита определяется его статической емкостью по различным ионам к моменту полного насыщения золотом. Если не менее 50% общей емкости анионита по металлам приходится на золото, то анионит считают селективным по отношению к этому металлу. Слабоосновные аниониты селективны к золоту в растворах различного состава, сильноосновные аниониты и аниониты смешанной основности селективны к золоту лишь в растворах с несложным ионным составом.

При определении селективности смолы необходимо в последней определять содержание не только благородных, но и цветных металлов. Если смолу перед анализом сжигать, то некоторые металлы частично могут улетучиться. Поэтому вместо сжигания смолу обрабатывают кипящей концентрированной H_2SO_4 при Ж : Т = 6 : 1 до образования черной суспензии, затем добавляют HNO_3 и продолжают кипятить до полного растворения смолы и светло-желтой окраски раствора. Содержание металлов в растворе можно определять атомно-абсорбционным методом.

Кинетику сорбции золота изучают перемешиванием навески анионитов (100 мг) с порциями золотосодержащего цианистого раствора (400 мл) в течение 0,5; 1; 2; 4; 6; 10; 16, 24 ч. После анализа растворов на золото подсчитывают извлечение металла смолами

и строят график зависимости извлечения от длительности перемешивания. Сравнивая такие графики для разных смол, определяют лучшую по кинетике сорбции смолу. Сильноосновные аниониты и аниониты смешанной основности по кинетике сорбции золота обычно превосходят слабоосновные.

Для определения зависимости емкости смолы от равновесной концентрации золота в растворе отбирают пять навесок (например, 25, 50, 100, 150 и 250 мг). Каждую навеску перемешивают 24 ч с золотосодержащим раствором (500 мл). Определяют емкость смолы по золоту и остаточную (равновесную) концентрацию металла в каждой порции раствора. По полученным данным строят график (изотерму сорбции), на оси ординат которого откладывают значения емкости смолы, а на оси абсцисс — значения равновесной концентрации. Сравнение изотерм сорбции разных смол позволяет выбрать из них лучшую.

Установленные на растворах сорбционные свойства смол можно распространить и на сорбцию из пульпы. При переходе к пульпам заметно изменяется (снижается) лишь скорость сорбции.

В лабораторных условиях прочность испытываемой смолы можно оценивать лишь в сравнении с прочностью известной смолы, испытанной в промышленных или полупромышленных условиях. Для этого цианируют руду в следующих условиях: крупность руды — оптимальная для извлечения золота, но не крупнее 0,15 мм; Ж : Т в пульпе (1,5—2) : 1; концентрация NaCN 0,03—0,05% и CaO — 0,01—0,02%; продолжительность цианирования 4 ч. Затем от пульпы отбирают 30—50 мл жидкой фазы и замачивают в ней смолу. После набухания из смол выделяют фракцию +0,8 мм, загружают ее в порции подготовленной вышеописанным способом цианистой пульпы из расчета 4 г/л. Пульпу (каждой порции) перемешивают в пневматических перемешивателях 24 ч, после чего пропускают через сито 0,5 мм (такие сита обычно применяют в дренажных устройствах при испытании смол в непрерывном процессе). Оставшуюся на сите смолу промывают водой и взвешивают. Убыль веса испытываемой смолы в сравнении с убылью веса известной укажет на интенсивность разрушения смолы и долю потерь ее с хвостами цианирования.

Сорбционное цианирование, заключающееся в совмещении операций выщелачивания и сорбции, обычно ускоряет растворение золота и в ряде случаев повышает его извлечение. Сорбционное цианирование испытывают в сравнении с обычным. Для этого каждую из пяти порций руды цианируют в оптимальных условиях различного времени (2, 4, 8, 16 и 24 ч); в аналогичных условиях, но с загрузкой в пульпу 5—10 г/л смолы цианируют другие пять порций. Эффект сорбционного выщелачивания оценивают по кинетике растворения золота и содержанию его в хвостах цианирования. Разрабатывая режим сорбционного цианирования, необходимо провести опыты при разном содержании твердого в пульпе и переменной концентрации цианида.

Опыты по десорбции (элюированию) поглощенных смолой металлов проводят в колонках, последовательно пропуская через них растворы различных реагентов-элюентов. Вид элюентов (табл. 15)

Т а б л и ц а 15

Элюенты металлов, сорбированных анионитами из цианистых растворов

Элюенты	Металлы
0,4—0,7н $\text{CS}(\text{NH}_2)_2 + 0,7\text{н } \text{H}_2\text{SO}_4$ или 0,4—0,7н. $\text{CS}(\text{NH}_2)_2 + 0,5\text{н } \text{HCl}$	Au, Ag, Cu
1 н. $\text{KCNS} + 0,1$ н NaOH или 1 н. $\text{NH}_4\text{CNS} + 0,1$ н. NaOH	Au, Ag, Cu, ча- стично Fe
Ацетон + 0,1—0,2 н. HCl	Au, Ag
0,2—0,7 н. H_2SO_4 или 0,4 н. HNO_3	Zn, Ni
2 н. $\text{NH}_4\text{NO}_3 + 1—1,5$ н. NH_4OH или 2 н. NaCN	Fe
1—2 н. NaCN	Cu
2 н. KCNS	Co

и последовательность их использования определяются тем, какие и в каком количестве сорбированы металлы, а также типом смолы [53, 54]. Некоторые элюенты (кислоты, растворы тиокарбамида) для достижения более полной десорбции целесообразно применять в нагретом до 50—60°C виде. Полноту десорбции следует контролировать не только анализом смолы, но и проверкой ее сорбционных свойств (емкости по золоту, кинетики и изотермы сорбции). При заметном ухудшении сорбционных свойств или прочности смолы необходимо выяснить причину и ликвидировать ее изменением режима или схемы элюирования, заменой элюентов и даже смолы. Разработанную схему десорбции проверяют в цикловых опытах (сорбция — десорбция — сорбция) с трех-четыреждыкратным оборотом смолы.

Изучение растворения золота в цианистых растворах. Скорость растворения золота в цианистых растворах зависит от многих факторов: свойств частиц золота (величины, формы, состава, структуры, состояния поверхности), состава раствора (концентрации цианида, щелочи, кислорода, наличия растворимых компонентов руды, флотореагентов, флокулянтов и других соединений) и интенсивности перемешивания. Для выявления роли этих факторов проводят специальные опыты по растворению химически чистого или природного золота, а также сплавов золота с другими элементами.

Сплавы золота получают плавкой химически чистого металла с

соответствующими элементами, которую проводят в тиглях под слоем флюсов в восстановительной атмосфере или в атмосфере инертного газа. Следует отметить, что золото, получаемое пробирной плавкой, не является химически чистым. В нем присутствует свинец и другие примеси.

Порошок золота растворяют в склянках, вращаемых перемешивателем, или в стаканах импеллерными мешалками. После заданного времени перемешивания порошок золота отделяют от раствора, промывают, высушивают и взвешивают. По убыли веса порошка оценивают растворение золота.

Кинетику растворения удобнее определять растворением дисков золота, так как их легко можно извлечь из раствора для периодического взвешивания. Используют различные методики растворения, отличающиеся способом перемешивания раствора и положением дисков. Наиболее простая заключается в перемешивании одного или нескольких дисков в цианистом растворе в перемешивателе для закрытых склянок. Диски в этом случае находятся в склянках в свободном состоянии. Другая методика предусматривает закрепление

диска на конце расположенной в склянке стеклянной палочки, другой конец которой вставлен в отверстие резиновой пробки (рис. 49, а). Толщина диска не менее 0,1 мм, диаметр 15—20 мм. На стеклянной палочке диск удерживается двумя отрезками резинового шланга. Для извлечения диска из склянки и его взвешивания вытаскивают пробку, диск обмывают водой, снимают со стеклянной палочки один отрезок шланга и затем диск, последний сушат и взвешивают. По убыли веса диска в процессе растворения строят кривую, отражающую кинетику процесса. Методика позволяет растворять золотые диски одновременно в нескольких склянках и в одинаковых и воспроизводимых гидродинамических условиях.

Длительное растворение дисков в закрытых склянках приводит к обеднению раствора кислородом, что вынуждает проводить периодическую аэрацию, 20—30 мин выдерживая склянки без пробок или 5—10 мин пропуская воздух через раствор. Золото можно растворять и при постоянной аэрации раствора. Для этого цианистый раствор заливают в коническую колбу и закрывают ее пробкой с двумя отверстиями (рис. 49, б). В одно отверстие вставляют стеклянную трубочку, через которую в раствор подают воздух. Другое отверстие служит для выхода воздуха. Через это же отверстие пропускают нитку, к которой подвешивают золотой диск. Пузырь-

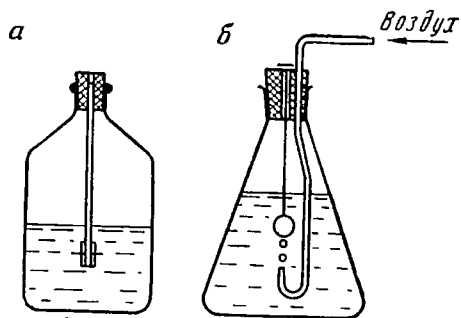


Рис. 49. Методы закрепления золотых дисков при растворении

ки воздуха, поднимаясь, касаются диска и слегка перемешивают раствор.

Наиболее строгих гидродинамических условий растворения, необходимых, в частности, при изучении кинетики процесса, достигают, применяя методику вращающегося диска [41, 56].

Использование для растворения вместо порошка золота дисков позволяет рассчитывать скорость перехода металла в раствор с единицы поверхности. Однако следует помнить, что величина отшлифованной и даже отполированной поверхности всегда больше ее геометрической площади и изменяется в процессе растворения отдельных микроучастков. В связи с этим опыты по растворению золота необходимо начинать с дисками, поверхность которых отшлифована одинаково во всех опытах. Использовать диски, подвергавшиеся до этого растворению, без дополнительной тщательной шлифовки нельзя.

Зарубежные исследователи при изучении растворения золота используют золотую фольгу толщиной 0,1 мкм. Фольгу определенной площади опускают в колбу с раствором и перемешивают в стандартных условиях. По длительности перемешивания, необходимого для полного растворения фольги, оценивают растворяющую способность раствора.

§ 8. Термические методы обработки

Из термических методов при исследовании золотых и комплексных золотосодержащих руд наиболее часто испытывают окислительный обжиг, реже — хлорирующий, прокаливание и плавку.

Окислительный обжиг состоит в нагревании материала в окислительной атмосфере для перевода сульфидов и сульфатов в окиси и выжигания углерода. Обжиг проводят с большим избытком воздуха; температура обжига зависит от вещественного состава материала и технологии обработки огарка.

Окислительному обжигу обычно подвергают золото-пиритные и золото-мышьяковые концентраты с тонкодисперсным золотом. Обжиг для таких материалов, по существу, является подготовительной операцией перед цианированием или плавкой. В первом случае обжиг проводят так, чтобы получить огарок с наиболее благоприятными для последующего цианирования свойствами. Во втором случае обжиг преследует цель выделить из материала некоторые компоненты и получить огарок, приемлемый по составу для металлургической плавки.

В простейшем случае обжиг проводят в электрическом муфеле, снабженном реостатом для регулирования температуры и термопарой с милливольтметром. Наиболее часто используют платиновый-платиновую термопару в комплекте с переносным пирометрическим милливольтметром МПП-54. Зависимость между температурой в муфеле и показанием милливольтметра определяют по температурам плавления и затвердевания чистых металлов (меди, алю-

мния, цинка, свинца) и выражают графически. Таковую градуировку термопары следует периодически повторять для контроля.

Перед началом опытов по обжигу определяют силу тока и продолжительность нагревания печи для достижения в муфельной коробке той или иной постоянной температуры.

Сухой материал засыпают в противни из нержавеющей стали, чугуна или шамота. Противни из шамота обычно имеют размеры $15 \times 10 \times 4$ см. В таких противнях можно обжигать навески 100 г. Толщина слоя материала не должна превышать половины высоты противня.

Противень с материалом ставят в муфель после того, как в последнем установится заданная температура при полуоткрытой дверце. Чтобы не допустить чрезмерно быстрого горения сульфидов, противень вначале выдерживают в зоне пониженной температуры — около дверцы муфеля. Когда горение основной массы сульфидов закончится, противень продвигают внутрь муфеля в зону заданной для данного опыта температуры. В течение всего опыта материал периодически перемешивают (перегребают) толстой проволокой с расплюснутым и загнутым под прямым углом концом. Перемешивание следует вести осторожно, не допуская пыления. В период энергичного горения сульфидов для предупреждения спекания перемешивать надо через каждые 3—5 мин.

Полученные в результате обжига огарки охлаждают, взвешивают, анализируют и цианируют.

Все параметры обжига (температурный режим, положение противня в муфеле, периодичность и длительность перемешивания, положение дверцы муфеля и др.) фиксируют в рабочем журнале для того, чтобы их можно было воспроизвести в последующих опытах.

Результаты обжига обычно оценивают по показателям цианирования огарка. Обжиг необходимо проводить так, чтобы вскрыть заключенное в сульфидах золото, предупредить спекание огарка и избежать образования соединений, вызывающих повышенный расход цианида и извести при цианировании. Оптимальные условия обжига подбирают, изменяя температурный (реостатом и изменением положения противня в муфеле) и воздушный режимы (положением дверцы муфеля, продолжительностью обжига, режимом перемешивания).

При выборе условий обжига следует учитывать следующие данные:

крупность подвергаемых обжигу руд обычно составляет — 2 мм, реже — 5 или — 10 мм;

в период интенсивного горения сульфидов температура в слое материала выше, чем фиксируемая термопарой температура в свободной части муфеля [140];

для каждого материала существует оптимальная температура обжига, при которой получают огарки с наиболее пористой структурой и максимально вскрытым золотом. Обжиг материала при температуре выше оптимальной сопровождается спеканием огарка,

что снижает извлечение золота при цианировании. Обжиг при пониженной температуре сопровождается образованием продуктов неполного окисления сульфидов, осложняющих цианирование; в огарках при этом нередко остаются неразложившиеся сульфидные минералы;

расход воздуха также имеет оптимальное значение. Избыток воздуха в начальный период приводит к чрезмерно интенсивному горению сульфидов и спеканию огарка; недостаток воздуха является причиной образования продуктов неполного окисления сульфидов;

наиболее строгого температурного и воздушного режима обжига требуют продукты, содержащие помимо пирита минералы сурьмы, свинца, цинка, мышьяка. Обжиг концентратов, содержащих последние четыре минерала, сопровождается заметными потерями золота в газовую фазу;

для удаления из сульфидных продуктов всей серы обжиг в муфеле нередко надо вести в течение 3—4 ч. Однако степень удаления серы (степень десульфуризации) не является показателем полноты вскрытия золота. Известны случаи, когда золото из огарков достаточно полно извлекается цианированием при степени десульфуризации 66% [60]. Кроме того, длительный обжиг может привести к образованию на поверхности низкопробного золота покрытий, препятствующих растворению металла при цианировании [94].

Качество огарка зависит не только от режима обжига, но и от условий охлаждения. Быстрое охлаждение огарка, особенно выгрузкой его из горячего противня в воду, часто существенно улучшает показатели цианирования.

Перед цианированием огарков целесообразно испытать отмывку растворимых солей (сгущением — декантацией или фильтрованием), доизмельчение и гравитационное обогащение.

Огарки, из которых золото цианированием извлекается неудовлетворительно, подвергают плавке. В плавку иногда направляют и огарки, если предприятие, выдающее их, расположено вблизи пирометаллургических заводов. Предназначаемые для плавки огарки не должны содержать свыше 1—1,5% As, 0,3—0,5% Sb и 10—12% Al_2O_3 . Кремнезема в огарках желательно иметь не менее 30%.

Большим недостатком обжига в муфеле является невозможность строго соблюдать воздушный режим и контролировать состав отходящих газов. В связи с этим детальные исследования процесса обжига особенно сложных по минеральному составу продуктов проводят на установках с трубчатыми печами. Эти установки позволяют изучать обжиг с определением последовательности и интенсивности окисления серы, мышьяка и углистых веществ при заданной температуре и расходе воздуха [59, 61]. Установка (рис. 50) включает трубчатую печь с кварцевой трубкой и карборундовыми нагревателями, сосуды для подсушки воздуха, фильтр для очистки выходящих из печи газов и измерительную аппаратуру для замера расхода воздуха, температуры и количества образующихся газов

(SO_2 и CO_2). Выходящий из печи газ после очистки от механических примесей периодически пропускают через колонку с абсорбирующим раствором. Абсорбентом SO_2 служит раствор йода в KI , а абсорбентом CO_2 — 0,1 н. раствор NaOH . По расходу в единицу времени абсорбента определяют скорость окисления серы и углерода.

Регулируя подачу воздуха в печь, изучают обжиг в условиях недостатка и избытка кислорода. Для создания в печи нейтральной атмосферы можно использовать азот из баллона. Азот очищают от

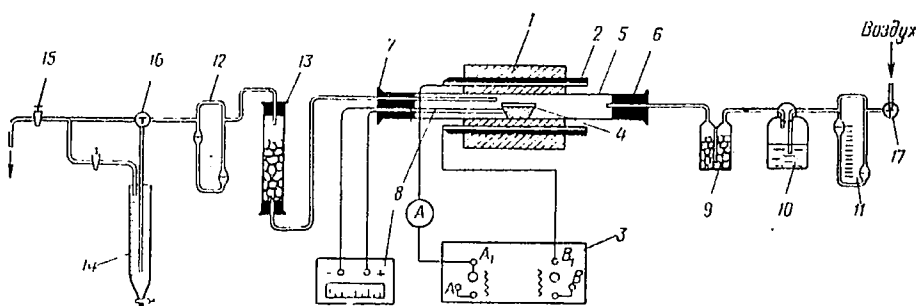


Рис. 50. Схема лабораторной установки для обжига в трубчатой печи:
 1— трубчатая печь; 2— силовые нагреватели; 3— автотрансформатор; 4— лодочка с навеской; 5— кварцевая трубка; 6 и 7— пробки; 8— термопара с милливольтметром; 9— склянка с хлористым кальцием; 10— склянка с серной кислотой; 11 и 12— реометры; 13— фильтр со стеклянной ватой; 14— колонка с абсорбентом; 15— регулирующий кран; 16 и 17— трехходовые краны

кислорода пропусканием через сосуды с медной стружкой, залитой насыщенным раствором NH_4Cl в аммиаке. Выделяющиеся пары аммиака улавливают в склянке с H_2SO_4 .

Получаемые огарки анализируют и изучают различными методами. Приготовив из огарков шифы, можно исследовать структуру и их минеральный состав. Характеристику золота определяют фазовым анализом. Пористость огарка можно оценить по его удельной поверхности. Чем она выше, тем больше пористость и тем доступнее золото для цианистых растворов. Однако, определение удельной поверхности не исключает непосредственного цианирования.

Лучших условий для обжига золотосодержащих продуктов достигают в печах с кипящим слоем (КС). Навески в 200—250 г можно обжигать в лабораторной печи, которая представляет собой жаростойкую трубку (алундовую, кварцевую), помещенную в трубчатую вертикальную печь (рис. 51). Диаметр трубки равен 35—40 мм, длина — 500—600 мм. Подом печи служит перфорированный стальной диск, плотно вставленный в трубку на высоте 200 мм от нижнего конца. Диаметр отверстий диска не более 1 мм; суммарная площадь отверстий составляет 1% площади диска. Для более равномерного распределения воздуха по сечению трубки на

под засыпают стальную дробь слоем толщиной 10 мм. На нижний конец трубки надевают стальную воронку с воздухоподводящим шлангом. Верхний конец закрывают резиновой пробкой с двумя отверстиями (одно для газывыводящей трубки, другое для термопары). Воздух в трубку подают от компрессора через ресивер и реометр.

Работу с печью выполняют в следующей последовательности:

1. Подбирают расход воздуха, необходимый для создания кипящего слоя из испытываемого материала. Эту операцию выпол-

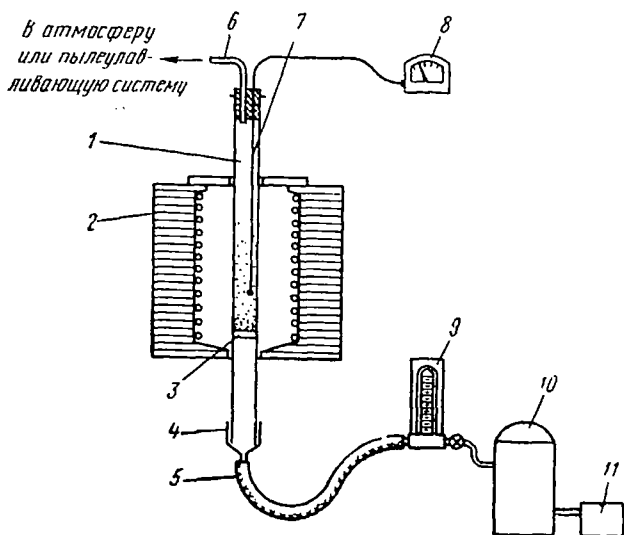


Рис. 51. Лабораторная установка для обжига в кипящем слое с периодической загрузкой и выгрузкой материала:

1 — жаростойкая трубка; 2 — печь; 3 — перфорированный диск; 4 — воронка; 5 — воздухопроводящий шланг; 6 — газывыводящая трубка; 7 — термопара; 8 — гальванометр; 9 — реометр; 10 — ресивер; 11 — компрессор

няют в стеклянной трубке, аналогичной по размерам жаростойкой и также снабженной воронкой, перфорированным диском с дробью и резиновой пробкой.

2. Определяют силу тока, необходимую для достижения и поддержания заданной температуры в жаростойкой трубке при пропуске через нее воздуха в заданном количестве.

3. Немного снижают подачу воздуха, засыпают материал в трубку через верхний конец и закрывают его резиновой пробкой. Затем доводят подачу воздуха до заданной величины и продолжают обжиг в течение необходимого времени.

4. По истечении времени обжига трубчатую печь выключают и опусканием жаростойкой трубки выводят кипящий слой из горя-

чей зоны. Когда температура в кипящем слое снизится до 200—250°C, подачу воздуха прекращают.

5. Огарок выгружают через верхний конец трубки вместе с дробью. Дробь от огарка отделяют просеиванием, при необходимости с промывкой.

Описанная печь позволяет проводить обжиг, изменяя температуру, высоту кипящего слоя и длительность обжига. Печь рассчитана на периодическую загрузку и выгрузку материала.

Лабораторная печь для обжига в кипящем слое с непрерывной разгрузкой и выгрузкой материала показана на рис. 52. Печь имеет

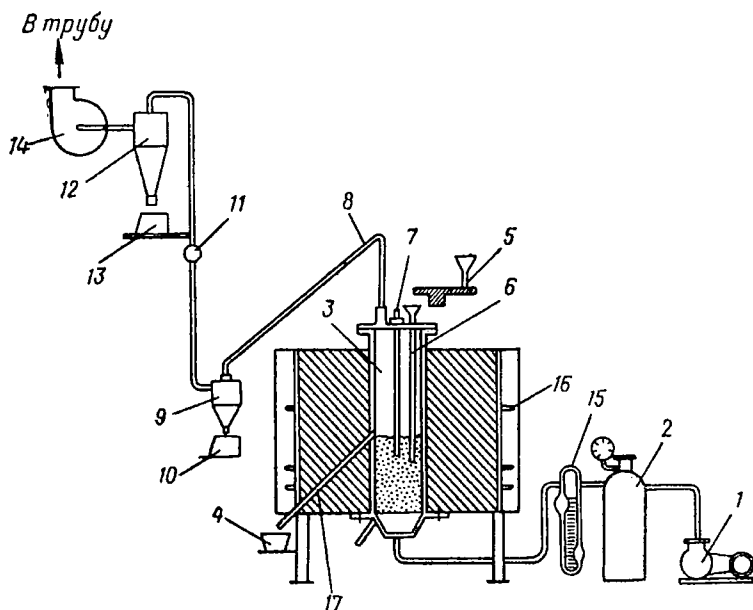


Рис. 52. Лабораторная установка для обжига в кипящем слое с непрерывной загрузкой и выгрузкой материала:

- 1 — компрессор; 2 — ресивер; 3 — камера печи кипящего слоя; 4 — сборник огарка; 5 — питатель; 6 — питающая трубка с воронкой; 7 — термопара; 8 — отводящая газовая трубка; 9 — малая (обогреваемая) пылевая камера; 10 — сборник пыли; 11 — задвижка; 12 — большая пылевая камера; 13 — сборник пыли; 14 — вентилятор; 15 — расходомер (диафрагмовый реометр); 16 — силитовые нагреватели; 17 — разгрузочная труба

камеру прямоугольного сечения с внутренними размерами 40×120 мм, сваренную из нержавеющей листовой стали толщиной 3 мм. Подом служит перфорированная стальная пластина с отверстиями диаметром 1 мм. Площадь всех отверстий составляет 1% площади пода. На 200 мм выше пода в стенку камеры врезана трубка диаметром 10 мм для выгрузки огарка. Материал в печь загружается шнековым питателем с регулируемым числом оборотов шнека. Камера обогревается шестью силитовыми стержнями. Воз-

дух в камеру подают от компрессора через ресивер и реометр. Для образования кипящего слоя из сульфидно-кварцевого материала крупностью 95% — 0,21 мм или 70—80% — 0,074 мм необходимо подавать 1—1,2 м³/мин воздуха.

После нагревания печи до заданной температуры и создания необходимого воздушного потока шнековым питателем начинают подавать материал. Для проведения одного опыта необходимо 2—3 кг материала. От скорости подачи материала зависит отношение между количеством воздуха и количеством твердого в печи. Температуру кипящего слоя в процессе опыта корректируют изменением силы тока, подаваемого на силитовые стержни. Огарок из печи разгружают непрерывно. Обжиговые газы очищают от пыли в двух пылевых камерах. Первая из них обогревается электрическими нагревателями. Вытяжной вентилятор создает в системе небольшое разрежение, что исключает возможность выделения газов в помещении.

По окончании опыта пылевые камеры тщательно очищают, пыль из каждой камеры и огарок взвешивают и анализируют на золото и серу. В зависимости от вещественного состава обжигаемого материала продукты обжига анализируют и на другие элементы (мышьяк, сурьму, углерод, цинк).

Вывос пыли из печей с кипящим слоем можно уменьшить использованием камер (или трубок) с увеличенным сечением верхней части. Мелкий материал перед обжигом можно окатывать в чаше-вом окомкователе.

Разновидностью окислительного обжига является сульфатизирующий обжиг, который проводят для получения в огарке растворимых в воде сульфатов цветных металлов. Образование сульфатов происходит при ограниченном расходе воздуха и определенной температуре, зависящей от вида окисляемого сульфида.

Хлорирующий обжиг проводят нагреванием при 550—600°C смеси золотосодержащего материала с хлорвыделяющим соединением (обычно NaCl или CaCl₂). Огарок промывают горячей водой для удаления растворимых сульфидов и хлоридов. Если в нем содержатся Cu, Zn, Ag, Co, то его выщелачивают серной кислотой. Золото в этих условиях в основном остается в огарке, откуда его можно извлечь цианированием или выщелачиванием хлорной водой. Хлорирующий обжиг по сравнению с окислительным в некоторых случаях обеспечивает более полное вскрытие золота.

Хлорирующий обжиг сульфидных продуктов необходимо проводить после неполного окислительного обжига, в результате которого в огарке должно оставаться около 4—5% серы. Обжиг можно проводить в муфеле, используя шамотные противни. Навеску материала тщательно перемешивают с необходимым количеством NaCl или CaCl₂, высыпают в противень и помещают последний в разогретый до заданной температуры муфель. По истечении определенного времени противень вынимают, охлаждают, огарок взвешивают.

вают, анализируют и подвергают гидрометаллургическим операциям.

Хлорирующий обжиг можно проводить и в печи с кипящим слоем.

При проведении хлорирующего обжига следует учитывать следующее:

в качестве хлорвыделяющего соединения наиболее целесообразно использовать хлористый натрий. Расход его, обычно не превышающий 15—20% веса материала, можно снизить, если применять соль в виде насыщенного водного раствора, смачивая последним навеску материала. Навеску перед обжигом необходимо высушить;

нежелательный процесс образования и улетучивания хлорида золота ускоряется при повышенной температуре обжига, избытке хлорвыделяющего соединения и наличии в материале меди, цинка и свинца;

водная промывка огарка может вызвать переход в раствор части золота (из-за присутствия в растворе хлоридов и сульфатов металлов). В связи с этим промывные воды необходимо опробовать на золото. Если обжиг проводят с улавливанием из газовой фазы хлоридов, то последние также опробуют на золото. Наиболее часто хлорирующий обжиг применяют к пиритным огаркам.

Разновидностями хлорирующего обжига являются хлоридовозгонка, хлорирующе-восстановительный обжиг и окислительно-хлорирующий обжиг.

Хлоридовозгонка отличается от обычного хлорирующего обжига тем, что смесь материала с хлорвыделяющим соединением нагревают до температуры 1000—1100°C. При этом образующиеся хлориды металлов, в том числе хлориды золота и серебра, возгоняются и собираются в отдельные продукты — возгоны. Из возгонов золото, цветные металлы и другие ценные компоненты извлекают гидрометаллургическими методами.

Хлорвыделяющим соединением обычно служит NaCl или CaCl_2 в количестве 10—15% от веса обжигаемого материала. Избыток соединений ведет к оплавлению огарка. Образование хлоридов металлов начинается при температуре 400—600°C; при температуре 1000°C хлориды золота, серебра и меди интенсивно возгоняются. Для отгонки хлорида цинка необходима более высокая температура (до 1200°C). Сульфидные продукты перед хлоридовозгонкой необходимо подвергать неполному окислительному обжигу — до содержания серы 3—5%. Роль серы в процессе хлоридовозгонки — повысить степень разложения хлорвыделяющих соединений. Процесс протекает и в отсутствие серы, но при условии, если температура будет не ниже 1150°C. Расход хлорвыделяющей соли при таком режиме может быть снижен до 5% от веса огарка [34]. Хлоридовозгонка позволяет извлекать в возгоны свыше 99% золота, 90—95% меди и 60—70% цинка.

Хлоридовозгонку порошкообразных материалов можно проводить в муфеле или в горизонтальной трубчатой печи. О степени

отгонки золота и других металлов в этих условиях судят по содержанию металлов в материале до и после хлоридовозгонки.

Если материал подвергается окомкованию, то хлоридовозгонку можно проводить в вертикальной шахтной печи. Окомкованию в чашевом окатывателе хорошо поддается смесь, состоящая из обжигаемого материала, хлористого натрия (10—15%) и хлористого кальция (5—10%). Влажность смеси должна быть 10—12%. Получающиеся окатыши сушат при температуре 150—200°C, просеиванием освобождают от мелочи и направляют на хлоридовозгонку, которую можно проводить в печи кипящего слоя с использованием газообразного хлора. При температуре 650—750°C окислы Cu, Pb и Zn, взаимодействуя с газообразным хлором, полностью превращаются в хлориды. Сульфиды этих металлов, а также Ag и Fe начинают взаимодействовать с хлором уже при 100°C, а при 700°C они полностью переходят в хлориды. С серой сульфидов хлор образует хлористую серу (S_2Cl_2), являющуюся хорошим хлорвыделяющим соединением, а также катализатором реакций хлорирования.

Процесс хлорирования газообразным хлором можно исследовать на установке, показанной на рис. 53. Установка позволяет изучать температуру в кипящем слое, состав и количество подаваемых в реактор газов (N_2 , Cl_2 , O_2), а также паров воды, продолжительность хлоридовозгонки и добавку к материалу хлорвыделяющих соединений.

Хлорируют навески материала от 100 до 400 г; расход газовой смеси для поддержания материала в кипящем состоянии 14—18 л/мин. Установку можно использовать и для других видов обжига.

Хлорирующе-восстановительный обжиг (метод сегрегации) состоит в нагревании смеси материала с хлорвыделяющим соединением ($NaCl$) и восстановителем (углем) при температуре 650—750°C в нейтральной атмосфере. Этот метод пригоден для продуктов, содержащих серебро и медь-золото-серебряные, золото-медные и медно-серебряные руды или концентраты. В процессе такого обжига вначале образуются хлориды меди и серебра, которые затем восстанавливаются до металлического состояния. Частицы меди и серебра или их сплава можно извлечь из огарка флотацией или гидрометаллургическими методами. Обжигать можно в муфеле, а при получении обнадёживающих результатов — в печах с кипящим слоем или после окомкования материала в шахтных печах. В обжигаемой смеси содержится 0,5—1% угля и 2—5% $NaCl$. Повышенная температура обжига (более 800°C) ведет к нежелательным процессам — восстановлению окиси железа, разложению карбонатов, возгонке хлоридов золота.

Окислительно-хлорирующий обжиг представляет собой обычный окислительный обжиг, но к материалу добавляется небольшое количество хлорвыделяющего соединения. Обжиг эффективен для некоторых пиритных концентратов с тонкодисперс-

ным золотом. Введение в концентрат даже 20 кг/т NaCl ускоряет обжиг и обеспечивает более пористый огарок. Извлечение золота при цианировании такого огарка заметно повышается [125]. При проведении окислительно-хлорирующего обжига следует учитывать возможность улетучивания хлорида золота.

Прокаливание целесообразно испытывать для руд и концентратов с трудноизвлекаемым золотом. Материал выдерживают в муфеле от 15 мин до 2 ч при температуре 300—400°C, затем быстро охлаждают выгрузкой в холодную воду.

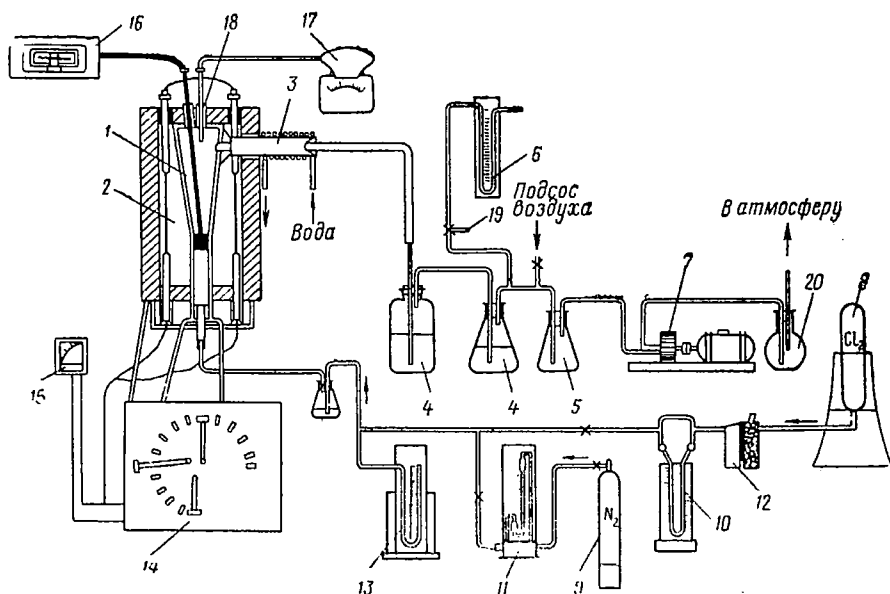


Рис. 53. Лабораторная установка для хлорирования газообразным хлором в печи кипящего слоя:

1 — реактор; 2 — нагревательная печь с карборундовыми стержнями; 3 — конденсатор для сбора хлоридов в твердом виде; 4 — сосуд с водой; 5 — сосуд для улавливания брызг; 6 — манометр; 7 — насос для отсоса газов; 8 — баллон с хлором; 9 — баллон с азотом; 10 — реометр для замера расхода хлора; 11 — реометр для замера расхода азота; 12 — сосуд с хлористым кальцием; 13 — манометр для замера давления газа; 14 — трансформатор; 15 — амперметр; 16 — потенциометр с термопарой для замера температуры в слое; 17 — гальванометр с термопарой для замера температуры в верхней части реактора; 18 — патрубок для загрузки материала и для термопары; 19 — забор газа для анализа; 20 — контрольная колба.

В некоторых случаях прокаливание повышает извлечение золота при последующей амальгамации или цианировании, а также улучшает сгущаемость и фильтруемость. Извлечение повышается в результате дополнительного вскрытия золота (из-за растрескивания материала) и разрушения покрытий на частицах металла (покрытий из гидроокислов железа).

Карбонатсодержащие материалы перед цианированием следует прокалывать при температуре не выше 300—350°C, чтобы избе-

жать термической диссоциации карбонатов. Диссоциация карбонатов приводит к появлению в жидкой фазе пульпы избыточной щелочности, что замедлит растворение золота при цианировании.

Плавка может представлять интерес для обработки богатых золотом гравитационных и флотационных концентратов, для которых другие методы (амальгамация, цианирование) малоэффективны.

Известно несколько вариантов плавки:

1. Плавка с глетом на железо-натриевый шлак с предварительным обжигом [1]. Материал обжигают при температуре 700—900°C для удаления мышьяка, сурьмы и серы. Содержание серы в огарке не должно превышать 1%. Огарок шихтуют с глетом, содой, кварцем, известью и углем. Состав шихты должен быть таким, чтобы при плавке получить золотосодержащий свинцовый сплав и шлак, содержащий 32% SiO_2 , по 25% Na_2O и FeO и 8% CaO . Содержание глета в шихте обычно составляет от 20 до 40% веса огарка. Плавку проводят в шамотовых тиглях при температуре 1000—1100°C, к концу плавки температуру повышают до 1200°C. Конец плавки определяют по прекращению выделения пузырьков газа. Расплав выливают в изложницу и после затвердевания отделяют веркблей от шлака. Оба продукта анализируют на золото. Медьсодержащие продукты данным способом можно плавить с использованием вместо глета окиси меди. В этом случае золото будет переходить в медный сплав.

2. Плавка с глетом после обжига и сульфатизации огарка. Сульфатизацию проводят при температуре 300—400°C с расходом серной кислоты до 1 кг/кг огарка. Сульфатные соединения затем выщелачивают разбавленной серной кислотой и водой.

3. Электроплавка совместно со свинцовыми концентратами [44].

4. Плавка с селитрой и глетом [90].

§ 9. Сгущение

При выборе продуктов для определения сгущаемости исходят из намеченной технологической схемы обработки руды. Наиболее часто сгущают следующие продукты:

водные пульпы и хвосты флотации перед цианированием;

цианистые пульпы перед перемешиванием или фильтрованием;

хвосты флотации в связи с использованием жидкой фазы в качестве оборотных вод;

флотационные концентраты.

В лабораторных условиях сгущение проводят в цилиндрах емкостью 0,5 или 1 л. Для опытов берут свежую, полученную в процессе обработки руды пульпу; плотность твердого пульпы определяют заранее. Если пульпа сильно разжижена и легко расслаивается, ее сгущают, причем выделяемую часть жидкой фазы сохраняют. В полученной пульпе, называемой исходной, определяют весовое отношение жидкого к твердому (R) по формуле.

$$R = \frac{\delta V - P}{\delta (P - V)},$$

где δ — удельный вес твердой фазы, г/см³;

V — объем пульпы, см³;

P — вес пульпы, г.

Значение R определяют взвешиванием пульпы известного объема. После этого приступают к приготовлению из исходной пульпы порций с отношением жидкого к твердому (R) от 10 до 3. Для этого по формуле

$$T = \frac{\delta V}{\delta R + 1}$$

вычисляют вес твердого в граммах T в каждой порции, причем объем порции V зависит от емкости используемых для сгущения цилиндров, а значение R принимают для каждой порции в указанных пределах. Затем по формуле

$$V = \frac{T(\delta R + 1)}{\delta}$$

вычисляют объем исходной пульпы, необходимый для получения каждой порции. Отмеривают нужные объемы исходной пульпы и частичным обезвоживанием (сгущением с последующей декантацией) или разбавлением доводят их до объема на 100—150 мл меньше емкости цилиндров, в которых проводится сгущение. Обезвоживать исходную пульпу удобнее в мерных стаканах или цилиндрах, объем которых должен быть больше объема цилиндров для сгущения. Полученные порции пульпы переводят в цилиндры и корректируют объем. На цилиндры наклеивают полоски миллиметровой бумаги со шкалой; значения шкалы возрастают сверху вниз, ноль шкалы должен совпадать с уровнем пульпы.

Содержимое цилиндров перемешивают двух-трехкратным перевтыванием или перфорированным диском на стержне. По окончании перемешивания отсчитывают время осаждения. Через определенные промежутки времени отмечают в рабочем журнале положение границы между сгущающейся пульпой и жидкой фазой. Вначале положение границы отмечают через промежутки времени, исчисляемые минутами, затем, когда осаждение замедляется, время исчисляют часами. Наблюдение прекращают, когда положение границы не изменяется в течение 2—3 ч.

По результатам наблюдений строят график, отражающий скорость осаждения (рис. 54). На графике проводят три прямые, соответствующие трем зонам в сгустителе: прямая AB характеризует скорость осаждения в зоне свободного падения, прямая BB — скорость осаждения в зоне сжатия, прямая VG отражает состояние сгущенного продукта. Точка B (называемая точкой перехода) отмечает переход от зоны свободного падения к зоне сжатия. Такой переход происходит через t ч сгущения; объем пульпы в мил-

лілітрах V_1 в этот момент определяют непосредственно по градуировке цилиндра, а отношение жидкого к твердому R_1 — по формуле

$$R_1 = \frac{V_1 \delta - T}{\delta T}$$

Скорость осаждения (v , м/ч) в зоне свободного падения вычисляют по формуле

$$v = \frac{24 h_1}{t_1},$$

где h_1 — высота слоя жидкой фазы в точке B , м.

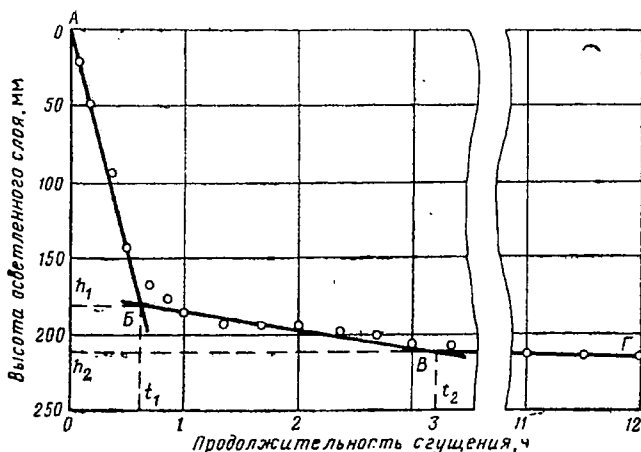


Рис. 54. График для определения показателей сгущения пульпы в цилиндре

Удельную площадь сгущения Π определяют по формуле

$$\Pi = \frac{R - R_1}{v}, \text{ м}^2/\text{г}.$$

Аналогично получают значение Π для всех порций пульпы в цилиндрах и максимальное значение принимают за искомое.

Описанная методика предусматривает, что процесс сжатия материала после его свободного осаждения обеспечивается за счет высоты сгустителя. Необходимую для этого высоту сгустителя определяют следующим образом:

по формуле

$$R_2 = \frac{V_2 \delta - T}{\delta T}$$

вычисляют отношение жидкого к твердому в сгущенном продукте, которому на графике рис. 54 соответствуют значения h_2 , мм и t_2 , ч точки B ; величину V_2 , мл определяют непосредственно по шкале цилиндра;

по формуле

$$R_{\text{ср}} = \frac{R_1 + R_2}{2}$$

вычисляют среднее значение отношения жидкого к твердому в зоне сжатия;

по формуле

$$h_1 = \frac{t_2 (\delta R_{\text{ср}} + 1)}{24 \delta \Pi}$$

определяют высоту (в м) сгустителя в зоне сжатия.

Полная высота стенок сгустителя помимо высоты в зоне сжатия включает высоты в зонах осветленного слоя, свободного падения и движения гребков [38].

Удельную площадь сгущения можно определить по результатам одного опыта сгущения в цилиндре [146, 156] в следующей последовательности:

1. Проводят в цилиндре, как описано выше, сгущение пульпы с концентрацией твердого C_0 не менее $0,1 \text{ т/м}^3$ пульпы. Результаты сгущения изображают на графике: на оси ординат откладывают высоту столба пульпы H , м, а на оси абсцисс — продолжительность сгущения t , сутки. Начальную высоту столба пульпы обозначают H_0 . Объединяя точки, получают на графике кривую осаждения (рис. 55).

2. Из равенства

$$C_0 H_0 = C_{\text{нач}} H_{\text{нач}} = C_{\text{к}} H_{\text{к}}$$

и по заданным концентрациям твердого в пульпе перед сгущением $C_{\text{нач}}$ и после сгущения $C_{\text{к}}$ определяют высоту столба пульп:

$$H_{\text{нач}} = \frac{C_0 H_0}{C_{\text{нач}}}, \quad H_{\text{к}} = \frac{C_0 H_0}{C_{\text{к}}}$$

На оси ординат отмечают найденные значения $H_{\text{нач}}$ и $H_{\text{к}}$.

3. Из точки $H_{\text{нач}}$ на оси ординат проводят прямую, касательную к кривой осаждения, а из точки $H_{\text{к}}$ — прямую, параллельную оси абсцисс. Из точки пересечения этих прямых опускают перпендикуляр на ось абсцисс и определяют значение $t_{\text{к}}$.

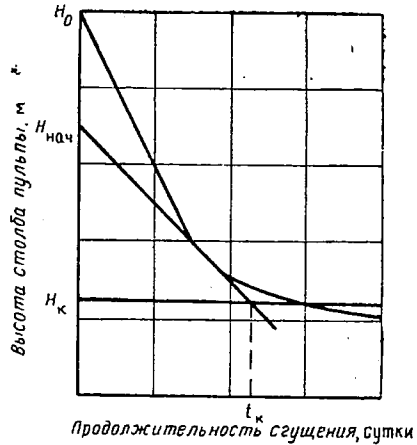


Рис. 55. График для определения продолжительности сгущения по кривой осаждения

4. Вычисляют удельную площадь сгущения (Π , м²/г в сутки) по формуле

$$\Pi = \frac{t_k}{C_0 H_0}.$$

Известна методика определения удельной площади сгущения по скорости изменения плотности сгущаемой в цилиндре пульпы [110].

Показатели сгущения зависят от температуры пульпы, в связи с чем полезно испытать сгущение при различной температуре (обычно от 8—10 до 25—30°C).

При изучении сгущаемости пульп часто испытывают различные коагулянты и флокулянты. Методика испытаний флокулянтов имеет ряд особенностей. Расход флокулянтов обычно не превышает 20—30 г/т; вводить в пульпу эти реагенты следует в виде сильно разбавленных растворов (0,1 или 0,05%). Иногда флокулянт полезно вводить в пульпу двумя или тремя порциями. Значительное влияние на показатели сгущения оказывают продолжительность и интенсивность перемешивания флокулянта с пульпой. Перемешивание должно быть таким, чтобы в минимальное время распределить флокулянт по всему объему пульпы.

При сгущении с флокулянтом в цилиндр по заданной метки заливают пульпу. После непродолжительного отстаивания декантируют жидкую фазу в количестве, равном объему приготовленной к введению в пульпу порции флокулянта. Затем выливают в цилиндр раствор флокулянта, быстро закрывают цилиндр кружком из мягкой листовой резины и, прижимая рукой кружок, переворачивают цилиндр 1 или 2 раза вверх дном, ставят цилиндр на стол и наблюдают за осаждением до полного завершения сгущения.

Перемешивать пульпу в цилиндре можно также опусканием и поднятием перфорированного диска, закрепленного на стержне. Флокулянт заливают в цилиндр в начале очередного опускания диска, после чего диск опускают и поднимают заданное число раз.

Загрузка флокулянта и перемешивание его с пульпой вручную не позволяют строго воспроизводить условия опытов. Эти операции можно механизировать, применяя специальный аппарат конструкции автора (рис. 56).

Пульпа в цилиндре при работе на аппарате перемешивается перфорированным резиновым диском, закрепленным на конце стеклянного стержня. Возвратно-поступательное движение стержня с диском осуществляется электродвигателем через редуктор и шатунно-кривошипный механизм. Движение вниз-вверх заканчивается за 2 сек. Раствор флокулянта вводится механически путем опрокидывания стеклянной кюветы в конце заданного хода стержня с диском. Аппарат позволяет:

вводить флокулянт в перемешиваемую пульпу в строго определенный, согласованный с движением диска момент;

осуществлять желаемое по интенсивности и продолжительности перемешивание пульпы с флокулянтом. Интенсивность перемешивания

ванья изменяют сменой резиновых дисков. Чем больше по диаметру диск, тем энергичнее перемешивание.

Во многих случаях флокулянты увеличивают скорость осаждения в зоне свободного падения, но сгущенный продукт получается менее плотным, чем без флокулянта. Поэтому, если сгущение в производственных условиях предполагается проводить с получением достаточно плотного продукта, флокулянт может оказаться бесполезным или даже вредным. Бесспорно, он будет полезен, если ускорит осаждение как в зоне свободного падения, так и в зоне сжатия без снижения плотности сгущенного продукта и чистоты (прозрачности) слива.

Эффективным флокулянтом для водных, известковых и известково-цианистых пульп золотосодержащих руд является полиакриламид (ПАА). Расход его обычно составляет от 3—5 до 20 г/т руды. В содовых средах этот флокулянт малозффективен. Для увеличения скорости сгущения некоторых руд полезно использовать одновременно флокулянты различного типа (анионные, катионные, катионно-анионные), а также флокулянты в сочетании с коагулянтами.

Описанными в этом параграфе лабораторными способами определяют сгущаемость, обычно согласующуюся с результатами сгущения в промышленных или полупромышленных условиях. Это подтверждено специальными исследованиями [10, 135]. Вместе с тем для ряда руд, особенно шламистых, полученная в лаборатории удельная площадь сгущения оказывается заниженной по сравнению с промышленными данными. В связи с этим в зарубежной и отечественной практике расчетную удельную площадь сгущения обычно увеличивают на 20—35% [110, 139].

Достоверные показатели получают при сгущении в полупромышленных непрерывно действующих сгустителях.

§ 10. Фильтрование

Фильтрование исследуемых продуктов в лабораторных условиях можно изучать, используя фильтровальную воронку (рис. 57). Все детали воронки желательнее изготовить из нержавеющей стали. Резиновая прокладка должна быть приклеена к воронке. В комплек-

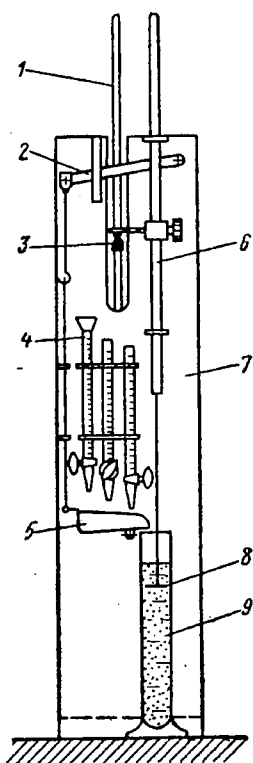


Рис. 56. Аппарат для загрузки флокулянта в пульпу и ее перемешивания:

- 1 — ведущий стержень;
- 2 — рычаг для подъема кюветы;
- 3 — выступ на ведущем стержне;
- 4 — бюретка для раствора флокулянта;
- 5 — стеклянная кювета;
- 6 — ведомый стержень;
- 7 — станина;
- 8 — резиновый диск-мешалка;
- 9 — цилиндр с пульпой.

те фильтра необходимо иметь несколько вкладышей, отличающихся друг от друга внешним диаметром. Внутренний диаметр вкладышей d одинаков. При $d=62$ мм фильтрующая площадь равна 30 см².

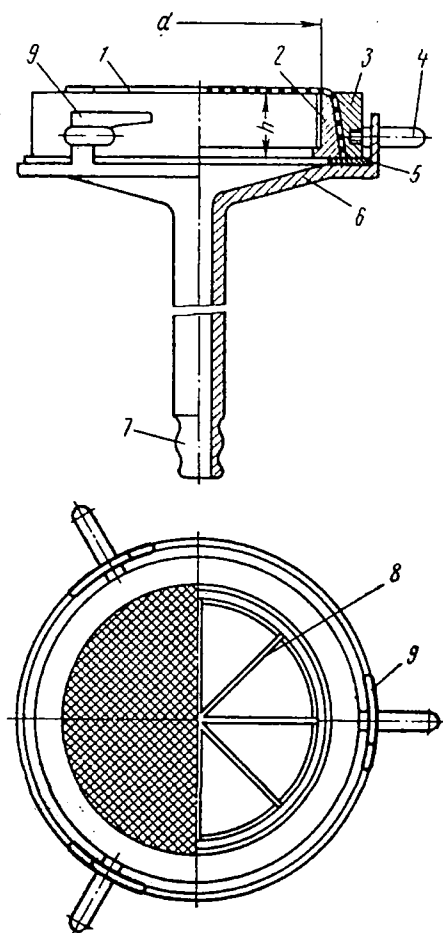


Рис. 57. Фильтровальная воронка: 1—фильтровальная ткань; 2—вкладыш; 3—зажимное кольцо; 4—стержень; 5—резиновая прокладка; 6—воронка; 7—штуцер; 8—решетка для поддержания ткани; 9—крючковидные выступы.

механической или ручной мешалкой. Перемешивание во время фильтрования во избежание смывания осадка (кека) не должно быть слишком интенсивным.

Работа на фильтрационной установке заключается в следующем:

Подготовку фильтра проводят следующим образом. Из фильтровальной ткани вырезают кружок, диаметр которого больше внутреннего диаметра вкладыша на $2h$. Вкладыш кладут на стол широкой стороной и накрывают смоченным водой кружком из фильтровальной ткани. На вкладыш надевают кольцо, натягивая тем самым и зажимая фильтровальную ткань. Кольцо надо натянуть так, чтобы нижняя плоскость его достигла поверхности стола. Если это не удастся, то меняют вкладыш на меньший. Если же кольцо надевается слишком свободно, то вкладыш меняют на больший. Кольцо с вкладышем прикладывают к воронке и поворачивают так, чтобы стержни вошли в пазы крючковидных выступов. Резиновую прокладку перед этим полезно смочить водой. Собранный фильтр закрепляют на штативе и подключают к вакуумной системе фильтрационной установки (рис. 58).

Пульпу фильтруют после сгущения. Такая пульпа содержит от 40 до 60% твердого. Пульпы шламистых материалов могут содержать 30—35% твердого. Пульпу загружают в сосуд и, если наблюдается расслаивание, перемешивают

1. При закрытых кранах 6, 8, 9 и 12 и открытом кране 7 включают вакуум-насос. Когда вакуум в ресивере достигнет заданной величины, опускают фильтр в пульпу и открывают кран 8. Одновременно включают секундомер и определенное время набирают на фильтрующую поверхность кека. Если в течение этой операции вакуум возрастает, то приоткрывают кран 9 и, впуская в ресивер воздух, поддерживают вакуум на постоянном уровне.

2. После набора кека фильтр вынимают из пульпы и поворачивают вверх фильтрующей поверхностью. Определенное время просят воздух через кека для подсушки последнего.

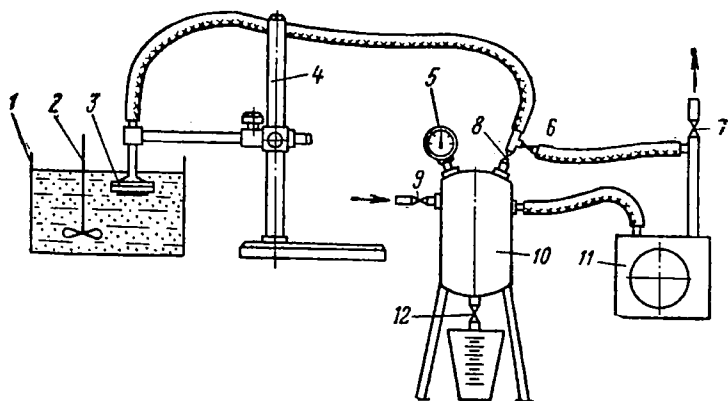


Рис. 58. Лабораторная установка для фильтрации:
1—сосуд с пульпой; 2—мешалка; 3—фильтровальная воронка; 4—штатив; 5—вакуумметр; 6, 7, 8, 9 и 12 краны; 10—ресивер; 11—вакуум-насос.

3. Фильтр вновь перевертывают и подставляют под него свободный приемник (миску, фарфоровую чашку). Открывают краны 6 и 9 и закрывают краны 7 и 8; в результате происходит отдувка кека.

4. Открывают кран 12 и измеряют объем фильтрата.

5. Определяют толщину кека, взвешивают его в сыром виде и после подсушки и рассчитывают влажность.

На установке можно определять фильтруемость исследуемых продуктов, испытывать различные фильтровальные ткани, изучать влияние на показатели фильтрации плотности пульпы, температуры, величины вакуума, добавок коагулянтов и флокулянтов.

При определении фильтруемости режим фильтрации на лабораторном фильтре должен соответствовать режиму работы промышленного фильтра. Цикл фильтрации на промышленном барабанном фильтре при отсутствии промывки включает операции набора кека, подсушки и отдувки. Длительность этих операций обычно составляет 30,60 и 10% от длительности всего цикла (время одного оборота барабана), которая может быть $3\frac{1}{2}$, $5\frac{1}{4}$ и 7 мин. Исходя из этого, намечают продолжительность отдельных операций при ла-

бораторных опытах. Производительность промышленного фильтра вычисляют по формуле

$$E = \frac{14,4 P}{S t},$$

где E — производительность промышленного фильтра в сутки, т/м²;

P — вес сухого кека, получаемого за один цикл фильтрования на лабораторном фильтре, г;

S — площадь фильтрующей поверхности лабораторного фильтра, см²;

t — продолжительность цикла фильтрования (в лабораторных или промышленных условиях), мин.

Оптимальную продолжительность цикла удобно определять, если результаты опытов изобразить на графике. При этом по оси абсцисс откладывают продолжительность цикла, а по оси ординат — производительность фильтра и влажность кека.

Следует заметить, что получаемая в лабораторных условиях производительность фильтров обычно является завышенной. Одной из причин этого является использование в лабораториях новых, хорошо проницаемых для растворов фильтровальных тканей, тогда как в промышленных условиях ткани подавляющую часть срока службы засорены и менее проницаемы для раствора. В связи с этим представляется целесообразным в ряде случаев фильтруемость исследуемых продуктов определять относительно фильтруемости эталонных материалов, показатели промышленной фильтрации которых известны.

Сравнивать два образца фильтровальной ткани лучше при одновременном фильтровании на двух фильтрах, закрепленных на одном штативе и подключенных к одной вакуумной системе. В этом случае условия фильтрации (плотность фильтруемой пульпы, величина вакуума, длительность операций) для обоих фильтров будут одинаковыми. Лучшей тканью будет та, которая обеспечивает получение кека в большем количестве или менее влажного при чистом фильтрате.

Одновременное фильтрование на двух и более фильтрах целесообразно проводить и при определении влияния на показатели процесса плотности пульпы. Пульпу различной плотности заливают в расположенные рядом сосуды, затем в каждый из них одновременно опускают фильтры и фильтруют. Выбор оптимальной плотности производят на основании производительности фильтров и влажности кека. Для наглядности зависимость между указанными показателями полезно изобразить графически.

Для увеличения скорости фильтрования можно испытать флокулянты, например полиакриламид. При этом в первую очередь следует определить оптимальный расход флокулянта. Расход выше оптимального приводит к образованию в пульпе прочных флокул, недеформирующихся при образовании кека. В результате влаж-

ность кека возрастает. Прочность флокул в зависимости от расхода флокулянта можно определить на специальном приборе [153].

Большое влияние на свойства образующихся флокул и показатели фильтрования оказывает метод введения флокулянта в пульпу. Так же как и при сгущении, метод должен обеспечивать быстрое и равномерное распределение флокулянта в объеме пульпы.

При определении фильтруемости цианистых пульп (хвостов цианирования руд и различных продуктов) кек промывают водой. Для этого фильтр после набора кека и его подсушки опускают на определенное время в воду. Получаемый за время промывки фильтрат желательно собирать отдельно и замерять его количество.

Степень отмывки растворенного золота определяют различными способами. Можно подвергать пробирному анализу кек до и после промывки, затем еще раз тщательно промыть его и вновь анализировать. Степень отмывки в этом случае рассчитывают по формуле

$$n = \frac{100(C_1 - C_2)}{C - C_2},$$

где n — степень отмывки растворенного золота, %;

C_1 — содержание золота в кеке после промывки, г/т;

C_2 — содержание золота в кеке после дополнительной промывки, г/т;

C — содержание золота в кеке до промывки, г/т.

Пробирный анализ продуктов, содержащих золото-цианистый комплекс, следует проводить с использованием специальных приемов.

Количество неотмытого золота можно определять методом атомной абсорбции промывной воды, полученной в результате дополнительной промывки кека.

Наиболее точно степень отмывки растворенного золота можно определять, используя радиоактивный изотоп металла. Для этого навеску металлического золота Au^{198} растворяют в царской водке, раствор упаривают с добавлением HCl и к полученному осадку приливают раствор KCN . В результате получают раствор $KAu^*(CN)_2$. Раствор разбавляют до определенной концентрации золота и рассчитанное количество вводят в приготовленную для фильтрования пульпу. Степень отмывки золота определяют по активности кека до и после промывки. Кек перед замером активности сушат и растирают.

Фильтрование шламистых цианистых пульп целесообразно изучать с использованием рамных фильтров. Лабораторный рамный фильтр показан на рис. 59. Он состоит из двух изготовленных из оргстекла ванн, фильтровальной рамы и вакуумной системы, не показанной на рисунке. Рама сделана из труб диаметром 18 мм; внутрь рамы вставлены ребристые рейки из оргстекла или дерева. Вся рама обшита фильтровальной тканью. Верхняя стенка нижней части трубы имеет отверстия диаметром 4 мм, через которые из

рамы отсасывается фильтрат. Фильтр можно подключать к вакуумной системе установки.

Цикл фильтрования в лабораторных условиях обычно состоит из набора кека, промывки кека водой и снятия кека с рамы. Для снятия кека в раму подают сжатый воздух или воду под давлением. После набора кека ванну с пульпой убирают из-под рамы и на ее место ставят ванну с водой. Отдувку кека производят в металли-

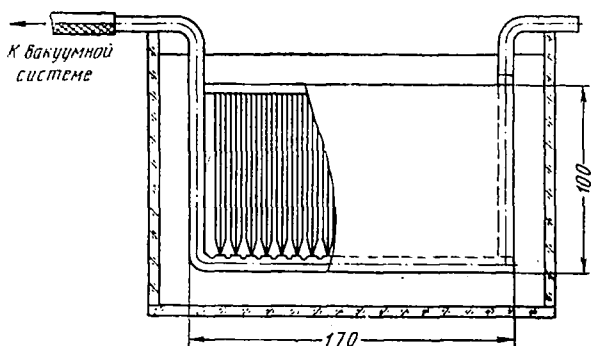


Рис. 59. Лабораторный рамный фильтр

ческий приемник, в котором кек взвешивают и затем сушат. Ориентировочное распределение времени между первыми двумя операциями следующее: набор кека 35—50%, промывка 65—50%.

При расчете производительности промышленных рамных фильтров по данным лабораторных опытов помимо указанных операций необходимо учитывать затраты времени на заполнение воронок фильтров пульпой, промывными растворами и водой, а также на выгрузку этих материалов.

ИССЛЕДОВАНИЕ РУД РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ

§ 1. Общие сведения

Для сокращения срока исследования, испытание методов обработки руд обычно начинают до завершения изучения вещественного состава. Методы обработки, намечаемые к испытанию, выбирают на основании первых результатов изучения вещественного состава руды, имеющихся сведений о минералогическом составе или технологических свойствах данной руды и практики обработки руд аналогичного типа.

В первую очередь следует испытывать более дешевые способы обработки: сортировку, обесшламливание, обогащение в тяжелых суспензиях. Отсадку, флотоотсадку, обогащение в гидроциклонах, трубных концентраторах и других аппаратах целесообразно испытывать не только на исходной руде, но и на хвостах флотации и цианирования, концентратах и промпродуктах флотации и огарках.

Наряду с испытанием известных и освоенных промышленностью методов обработки и реагентов в лабораторных исследованиях целесообразно применять и новые, еще не используемые в практике. Испытание новых способов и реагентов особенно важно при исследовании труднообогатимых руд и руд крупных месторождений.

Испытания методов обработки необходимо сопровождать изучением вещественного состава получаемых продуктов. Такое изучение позволяет выяснить причины получения низких показателей и намечать оптимальные условия для последующих опытов.

После испытания различных методов составляют технологическую схему обработки руды и дальнейшие исследования проводят в соответствии со схемой. В процессе исследований схему можно изменить или заменить другой. Может также оказаться целесообразным проводить исследования по двум и более схемам.

При разработке технологической схемы следует иметь в виду следующее:

схема должна предусматривать извлечение из руды (кроме золота) цветных и редких металлов, рассеянных элементов, пирита, кварца для стекольной промышленности или промышленности строительных материалов. Если промышленная ценность спутников золота в руде сомнительна, то целесообразно разработать две схемы: одну — с максимально полным извлечением спутников, другую — без извлечения спутников или с попутным невысоким их из-

влечением. Обработка руды по второй схеме, естественно, будет проще и дешевле, но по первой схеме получают больше продукции. Из этих двух схем после технико-экономической оценки выбирается оптимальная;

повысить извлечение золота и других ценных компонентов можно усложнением технологических схем (многостадиальным измельчением для получения более тонкого помола, обработкой промпродуктов по самостоятельным схемам, многостадиальной флотацией или цианированием, использованием термических методов обработки и т. д.). Чем больше запасы исследуемой руды и чем выше в ней содержание полезных компонентов, тем сложнее может быть предложена для обработки этой руды технологическая схема;

... обработка золотых гравитационных и флотационных концентратов непосредственно на фабриках часто дешевле и обеспечивает более высокое извлечение золота, чем плавка на металлургических заводах. Поэтому в исследованиях следует разрабатывать технологию извлечения золота из концентратов и включать ее в общую схему обработки руды. Отправка концентратов на металлургический завод особенно целесообразна, если производящая золотые концентраты фабрика имеет небольшую производительность или для обработки концентратов потребуется очень сложная технология. Концентраты для отправки желательно получать в минимальном количестве, для чего необходимо предусматривать дополнительные перечистные операции;

на характер технологической схемы оказывают влияние и климатические условия расположения фабрики. В районе с холодным климатом, например, включение в схему противоточной декантации не будет оправдано, так как это потребует повышенных затрат на строительство и эксплуатацию здания фабрики. В южных районах противоточная декантация может оказаться целесообразной.

После разработки технологической схемы проводят в укрупненном масштабе контрольные испытания. Флотационные испытания проводят в замкнутом цикле.

В процессе испытаний необходимо на одной порции руды осуществить по возможности все предусмотренные технологической схемой операции и получить конечные продукты в количествах, достаточных для надежного анализа их на золото и другие элементы. По результатам анализов и весу продуктов составляют баланс золота и других полезных компонентов. Если в результате исследований разработаны две или больше технологические схемы, то контрольные испытания проводят по каждой из них. Анализ и сравнение полученных результатов позволят выявить лучшую схему.

Выбрав технологическую схему и параметры обработки руды, проводят опыты по определению измельчаемости, сгущаемости и фильтруемости соответствующих продуктов. Сгущаемость и фильтруемость желательно определять на продуктах, получаемых в процессе контрольных испытаний.

§ 2. Золотые руды

Первичные золотые руды содержат обычно крупное и, в меньшей степени, мелкое золото. Основная масса руд сложена кварцем.

Нередко руды засорены вмещающими породами. Основными способами извлечения золота из руд являются цианирование и флотация. Этим способам предшествует обычно гравитационное обогащение, реже амальгамация.

При изучении вещественного состава руд необходимо выяснить, с какими минералами связано золото в измельченной руде. Если оно связано с кварцем или другими несulfидными минералами, то использование флотации менее перспективно, чем цианирование.

Технологические исследования начинают с выяснения возможности обогащения руды сортировкой. При этом стремятся выделить из руды куски вмещающих пород с отвальным содержанием золота. Одновременно оценивают руду или ее фракции с позиций требований к кварцевым флюсам. После этого делят руду тем или иным способом на фракции различной плотности и определяют возможность обогащения в тяжелых суспензиях. Если при сортировке или обогащении в тяжелых суспензиях будут получены положительные результаты, то дальнейшие исследования проводят с рудой, подвергнутой обработке одним из указанных способов. И только для получения сравнительных данных некоторые эксперименты проводят непосредственно с рудой.

Руды типа конгломератов грохочением делят на две фракции: галю и цементный материал. Фракции анализируют и, если по содержанию золота или осложняющих технологию компонентов они существенно отличаются друг от друга, исследуют отдельно. Для одной фракции может оказаться приемлемой флотация, для другой — цианирование.

Измельченные руды подвергают гравитационному обогащению, в первую очередь отсадке. Выход концентрата отсадки не должен превышать 1,5—2%. Отсадкой из первичных золотых руд нередко извлекают до 60—70% золота. Если из исследуемой руды извлечение золота отсадкой сравнительно низкое (не выше 15—20%), то вопрос о включении этой операции в технологическую схему решают лишь после получения результатов последующих операций — флотации или цианирования, выполненных на руде и хвостах отсадки. Чаще всего отсадка улучшает результаты последующих операций — содержание золота в хвостах флотации или цианирования снижается, продолжительность цианирования сокращается. В этом случае включение отсадки в технологическую схему обязательно.

Концентрат отсадки следует подвергнуть амальгамации в мельнице, а хвосты амальгамации — обработке основным для исследуемой руды способом, т. е. флотацией или цианированием. Причем режим флотации или цианирования должен быть таким же, как и для руды. Если хвосты амальгамации для такой обработки не-

достаточно, то их можно флотировать или цианировать совместно с рудой. В случае неудовлетворительного извлечения золота из хвостов амальгамации испытывают другие способы обработки или предусматривают отправку этого продукта на металлургический завод.

Кроме отсадки целесообразно испытать и другие гравитационные методы: концентрацию на шлюзах, в короткокonusном гидроциклоне и в других аппаратах.

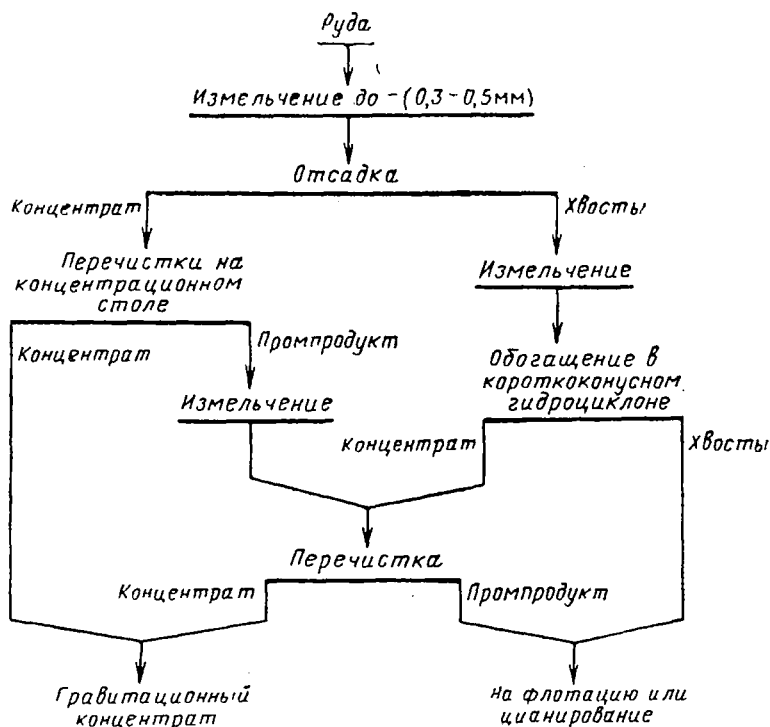


Рис. 60. Схема гравитационного обогащения руды с использованием отсадочной машины и короткокonusного гидроциклона

Схема, обеспечивающая наиболее полное извлечение свободного золота, в том числе мелкого, показана на рис. 60.

Опытами по цианированию руды или хвостов отсадки определяют оптимальные значения основных параметров процесса: степени измельчения, продолжительности выщелачивания, плотности пульпы, концентрации цианида. Если будет установлена возможность цианирования грубоизмельченного материала, то целесообразно испытать раздельное цианирование песковой и шламовой фракций (песковой — перколяцией, а шламовой — методом перемешивания).

Флотация первичных золотых руд в ряде случаев позволяет получить хвосты, содержание золота в которых близко к содержанию в хвостах цианирования. Обычными реагентами при флотации являются ксантогенаты, дитиофосфаты и сосновое масло. Регуляторы среды для руд без осложняющих компонентов, как правило, не используют. Одним из важных условий нормальной флотации этих руд является хорошее пенообразование. Количество и качество пены возрастают с использованием реагентов ОПСБ, Т-66, ОПСМ, ДС, ИМ-68 или смесей этих реагентов с сосновым маслом [39].

Хвосты флотации целесообразно классифицировать в гидроциклоне и продукты анализировать на золото. Если песковая фракция окажется обогащенной, то ее без доизмельчения или после доизмельчения подвергают флотации совместно с рудой или отдельно. Содержание золота в песковой фракции можно повысить перемешиванием ее в гидроциклоне. Для извлечения золота из богатых песков можно испытать и цианирование.

Извлечение золота во флотационный концентрат можно повысить, флотируя в две или три стадии.

Если флотацией отвальных хвостов получить не удастся, то для их обработки можно испытать цианирование. Но в практике такую обработку применяют редко вследствие сравнительно высокой стоимости цианирования. Поэтому лучше в таком случае цианировать всю руду или изыскивать методы улучшения флотации и предшествующего ей гравитационного обогащения с тем, чтобы получить отвальные хвосты.

Золото из флотационного концентрата обычно достаточно полно извлекается цианированием. Цианирование следует испытать на концентрате без его доизмельчения и с доизмельчением.

Получаемые в результате флотации золотых руд хвосты или их песковые фракции следует оценивать с точки зрения использования в качестве формовочных песков, песков для изготовления строительного кирпича, приготовления бетона, фарфоро-фаянсового и стекольного производства. Требования к таким пескам приведены в табл. 16. Некоторые данные таблицы имеют ориентировочное значение, поэтому качество песков в каждом конкретном случае следует сопоставлять с действующими в этот момент техническими условиями и с требованиями конкретного потребителя. Свойства песков, предназначенных для изготовления обычного и силикатного кирпича, строго не регламентируются.

Технология обработки сурьмянистых руд имеет свои особенности. Вредное влияние сурьмы при цианировании снижают, проводя процесс с пониженной концентрацией окиси кальция в растворе (ниже 0,01%) или в ее отсутствии, с содой вместо окиси кальция, с пониженной концентрацией цианида (0,03% и ниже), с добавкой окислителей или с предварительной продувкой воздухом, с добавкой свинцовых солей $[Pb(NO_3)_2]$ или $Pb(CH_3COO)_2$

Требования промышленности к качеству песков

Назначение песков	Крупность	Содержание некоторых компонентов (в пределах колебаний от низшего до высшего сортов)
Пески формовочные (кварцевые)	Не менее 60% + 0,1 мм	SiO ₂ не менее 90—97%; S сульфидной не более 0,025%; суммы окислов щелочных и щелочно-земельных металлов не более 2—0,5; окиси железа не более 1,5—0,75%
Пески формовочные (кварцево-полевешпатовые)		Полевых шпатов не менее 20% (при условии, что они составляют больше 80% всех некварцевых минералов)
Пески для приготовления бетона, строительства автомобильных дорог и балластного слоя железнодорожного пути	Не более 10% — 0,14 мм	Сернистых и серноокислых соединений не более 2%; слюды не более 1%
Пески для приготовления кладочных и штукатурных растворов	Не более 20% — 0,14 мм	То же
Пески для фарфоро-фаянсового производства		Окиси железа не более 0,2%; двуокиси титана не более сотых долей процента; суммы CaO, MgO и щелочей не более десятых долей процента
Стекольные пески (3-й сорт)		SiO ₂ не менее 96,5%; Fe ₂ O ₃ не более 0,2%

в количестве 0,3—1 кг/т руды. В некоторых случаях полезна перед цианированием щелочная обработка [111].

Испытывая флотацию сурьмянистых руд, в первую очередь стремятся получить отвалы хвосты. Часто значительная доля золота в хвостах связана с плохой флотуемостью переизмельченного стибнита. Для более полной флотации стибнита и других сульфидов полезна стадийная флотация, в условиях которой сульфиды меньше переизмельчаются и лучше флотируются [133]. Флотацию можно улучшить, подобрав оптимальное значение pH, создаваемое

мого содой. Некоторые сурьмянистые руды лучше флотировать с известью при концентрации 0,001—0,003% по CaO.

Золото из флотационных концентратов обычно извлекают цианированием. При необходимости концентраты перед цианированием доизмельчают. Если хвосты цианирования не получают отвальными, то целесообразно обрабатывать их по схеме, предусматривающей двухстадийное цианирование концентрата с промежуточным обжигом и доизмельчением. В процессе обжига иногда достаточно удалить из концентрата около 50% серы и сурьмы. Такая обработка, по сравнению с обычным цианированием, позволяет резко повысить извлечение золота из некоторых концентратов. Однако экономически она оправдана лишь для сравнительно богатых продуктов.

Помимо цианирования золото из сурьмянистых концентратов можно извлечь автоклавным выщелачиванием в среде аммиачных растворов под давлением кислорода. В условиях — концентрация NH_4OH в растворе 33—35%, температура 170—175°C, парциальное давление кислорода 15—16 атм и продолжительность выщелачивания 24—30 ч — из богатого сурьмянистого концентрата извлекали свыше 99% золота [107]. Растворителями золота в этих условиях являются тиосульфаты, образующиеся в результате окисления сульфидов в аммиачной среде [118].

Практический интерес для выщелачивания золота из сурьмянистых руд и концентратов представляют кислые растворы тиокарбамида $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ с окислителем [88]. Можно использовать растворы, содержащие от десятых долей до 1% $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ и 0,1—0,5% H_2SO_4 . В качестве окислителя могут быть серноокислая соль окисного железа, хлорное железо и перекись натрия. Концентрация окислителя в растворе — от тысячных до десятых долей процента. Выщелачивание раствором тиокарбамида следует испытывать лишь при обработке продуктов, не содержащих много кислоторастворимых минералов.

В отдельных случаях сурьмянистые концентраты с трудноизвлекаемым гидрометаллургическими способами золотом можно направлять в плавку.

Трудности обработки углистых руд вызваны присутствием в них углистых веществ, адсорбирующих золото из цианистых растворов. В связи с этим при изучении вещественного состава таких руд очень важно определить адсорбционную способность углистых веществ по отношению к золоту. Однако при цианировании количество адсорбированного золота зависит не только от адсорбционной способности углистых веществ, но и от крупности цианируемой руды и продолжительности цианирования. Нередко содержание золота в хвостах цианирования возрастает с уменьшением крупности цианируемой руды, так как измельчение увеличивает активную поверхность углистых веществ. Известны также случаи, когда при более продолжительном выщелачивании повышалось содержание золота в хвостах за счет сорбции его углисты-

ми веществами. Поэтому, определяя условия цианирования углистых руд, в первую очередь необходимо установить оптимальные крупность руды и продолжительность выщелачивания.

Для улучшения показателей цианирования углистых руд можно испытать следующие методы:

1. Цианирование после обработки материала реагентами, подавляющими адсорбционную способность углистых веществ. Эффективным в этом отношении реагентом является краситель ализаринный желтый Р. Расход этого реагента составляет до 1 кг/т; перемешивать материал с ним лучше в водной среде; длительность перемешивания равна 2 ч. Адсорбцию золота на угле можно уменьшить, применяя керосин, мазут, нефть, скипидар. Эти реагенты в количестве 1—2 кг/т следует загружать в мельницу. Если после выгрузки материала из мельницы углистые вещества всплывут на поверхность пульпы, то их собирают и анализируют на золото. В промышленных условиях углистые вещества нередко собираются на поверхности сгущаемой пульпы и удаляются со сливом сгустителей. Эффективными реагентами, повышающими извлечение золота при цианировании углистых руд, являются соединения типа диарилдифитофосфорная кислота и альфа-оксинитрил [144].

2. Цианирование в две или три стадии с промежуточным фильтрованием и распульповкой кека свежим цианистым раствором.

3. Цианирование раствором повышенной концентрации цианида.

4. Интенсивную и многократную промывку хвостов цианирования цианистым раствором. Для хвостов с высоким содержанием адсорбированного золота можно испытать промывку раствором Na_2S (0,2—0,5%), щелочами, горячим и крепким цианистым раствором.

Помимо цианирования при исследовании углистых руд испытывают флотацию. Главная задача флотации заключается в получении хвостов с отвальным содержанием золота. Получаемый углистый концентрат цианируют, используя при этом методы предотвращения вредного влияния углистых веществ.

Кроме указанных методов можно испытать окислительный обжиг концентрата перед цианированием. Обжиг должен обеспечить выгорание углистых веществ до содержания в огарке не выше 0,1% активного углерода. В отдельных случаях углистые концентраты можно отправлять в плавку.

Флотацию можно испытать и для селективного выделения углистых веществ до или после цианирования материала. Углистые вещества часто хорошо флотируют с одними вспенивателями (бутиловым и изоамиловым спиртами, диэтоксизтаном, диэтоксипутаном, сосновым маслом) [40]. При необходимости материал обрабатывают подавителями (жидким стеклом, триполифосфатом натрия и др.).

Сорбционно-флотационный метод обработки углистых руд за-

ключается в цианировании в присутствии мелкого активированного угля с последующей флотацией угля совместно с золотосодержащими углистыми компонентами руды.

Для извлечения золота из углистых руд и концентратов можно использовать метод хлорирования в водной среде.

Шламы из руды трудно сгущаются и фильтруются, растворение золота при цианировании протекает замедленно, отмывка растворенного золота затрудняется. При флотации шламы поглощают реагенты, осложняют флотацию золота и сульфидов, засоряют концентрат.

Для устранения или ослабления вредного влияния шламов испытывают различные методы:

1. Обесшламливание руды. Этот метод наиболее эффективен; он позволяет резко улучшить показатели последующих процессов флотации или цианирования, однако выделить шламы с отвальным содержанием золота довольно трудно.

2. Использование коагулянтов и флокулянтов для улучшения сгущаемости и фильтруемости руд.

3. Подавление флотации шламов различными реагентами (жидким стеклом, крахмалом, КМЦ, полиакриламидом). Подавить шламы этими реагентами можно и при перечистке концентратов.

4. Порционную подачу собирателей и вспенивателей, что позволяет проводить флотацию в несколько приемов. Причем, готовый концентрат благодаря перечисткам получают в каждом приеме.

5. Флотацию с предварительной обработкой реагентами-собирателями только песковой фракции.

6. Селективную флотацию шламов и сульфидов. Шламы флотируют со спиртами или сосновым маслом; золото и сульфиды — с сульфгидрильными собирателями.

Последний метод редко позволяет получить шламы с отвальным содержанием золота. Чаще золото в шламах имеет промышленные концентрации. Однако и в этих случаях селективная флотация может оказаться целесообразной, так как она, по сравнению с коллективной, обеспечивает более высокое извлечение золота (в оба концентрата) и снижает расход сульфгидрильных собирателей.

Селективной флотацией можно обесшламливать флотационные золотосодержащие концентраты, содержащие хлоритовые или серцитовые шламы. Для этого концентрат обрабатывают в течение 5—10 мин сернистым натрием при концентрации, обеспечивающей подавление сульфидов и золота. Затем проводят флотацию без добавления реагентов, получая при этом шламовый продукт и золотой концентрат. Шламовый продукт можно перечистить с сернистым натрием или подвергнуть гравитационному обогащению (на столе или в гидроциклоне) для выделения из него сульфидов и золота. В некоторых случаях удается получить шламовый концентрат с отвальным содержанием золота. Вопрос о целесообразности испытания этого метода необходимо решать с учетом влия-

ния, которое оказывает сернистый натрий на последующие процессы обработки золотосодержащего концентрата.

Селективную флотацию шламов можно испытывать и перед цианированием.

При цианировании шламистых руд и концентратов эффективным методом является осаждение растворенного золота непосредственно из пульпы ионообменными смолами [24] или активированными углями.

Частично окисленные золотые руды исследуют в основном аналогично первичным. Особенностью частично окисленных руд является наличие в них гидроокислов железа, обычно золотосодержащих. В медистых рудах присутствуют растворимые в цианиде минералы меди, количество которых следует определять фазовым анализом.

Флотационное извлечение осложняется связью части золота с гидроокислами железа, а также наличием на поверхности частиц золота покрытий. В связи с этим при флотации наряду с сульфгидрильными собирателями полезно использовать оксигидрильные, в частности ветлужокое и талловое масла. Оксигидрильные собиратели при расходе 1—2 кг/т применяют в контрольных операциях. Для подавления карбонатов и кварца добавляют серную кислоту (1 кг/т) и кремнефтористый натрий (2 кг/т).

Извлечение золота во флотационный концентрат часто возрастает с увеличением длительности обработки материала реагентами-собирателями [77].

Разрабатывая технологию цианирования медистых руд, испытывают следующие специфические для этих руд методы:

1. Цианирование растворами с пониженной концентрацией цианида — 0,03% NaCN и ниже. В таких растворах медные минералы растворяются в меньшей степени.

2. Цианирование с добавлением в раствор аммонийных солей, например $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, при расходе 0,2—0,5 кг/т [98].

3. Флотационное выделение медных минералов перед цианированием. Легко флотируют халькопирит, самородная медь, ковеллин, халькозин; трудно — хризокolla. В качестве собирателей испытывают ксантогенаты и меркаптаны, а для флотации меди, связанной с гидроокислами железа, — оксигидрильные собиратели или смеси их с углеводородными маслами. Флотацию окисленных медных минералов можно проводить после их сульфидизации сернистым натрием.

4. Амальгамацию для извлечения самородной меди и благородных металлов перед цианированием.

5. Цианирование после выщелачивания меди 0,5—3%-ным раствором H_2SO_4 или H_2SO_3 . В первую очередь эти кислоты растворяют азурит, куприт, тенорит. Обрабатывать можно материал крупностью —1 или даже —2 мм. Опытами устанавливают оптимальную концентрацию кислоты и ее расход, продолжительность выщелачивания, температуру пульпы, количество переходящей в

раствор меди, режим отмывки материала от кислоты. Метод целесообразно испытывать лишь на тех рудах, в которых кроме медных минералов нет или имеется незначительное количество других кислоторастворимых компонентов.

6. Цианирование после обжига руды при температуре 550—600°C и выщелачивание огарка водой или H_2SO_4 .

7. Ферритизирующий обжиг руды перед цианированием. Обжиг проводят при температуре 800—850°C. В этих условиях окись меди образует с окисью железа нерастворимые в цианиде ферриты типа $m CuO$ и Fe_2O_3 .

Следует отметить, что в практике при обработке медистых руд применяют пока лишь первые три метода. Иногда перед цианированием или флотацией медистых руд практикуют сортировку для выделения кусков с повышенным содержанием меди. Отобранные куски отправляют в плавку.

Цианирование с использованием перечисленных выше методов испытывают и для обработки медистых флотационных концентратов. Нередко такие концентраты предпочитают отправлять в плавку.

Окисленные золотые руды, не содержащие осложняющих компонентов, как правило, цианируют после выделения крупного золота гравитационными методами или амальгамацией. Гравитационные концентраты амальгамируют. Если концентраты не содержат сульфидов, а золото в них свободное и сравнительно мелкое, то вместо амальгамации можно испытать флотацию. Флотацией с сульфгидрильными собирателями и сосновым маслом можно извлечь в концентрат почти столько же золота, сколько и амальгамацией.

В некоторых рудах часть золота имеет плотные покрытия, непроницаемые для цианистого раствора. В этих случаях можно испытать прокаливание руды перед цианированием [20]. Если при классификации измельченной руды (хвостов гравитационного обогащения) золото с плотными покрытиями концентрируется в песках, то прокаливанию подвергают только этот материал. Прокаливание надо испытывать и в применении к гравитационным концентратам, если они содержат золото с покрытиями. После прокаливания концентраты амальгамируют.

Селенистые руды содержат селен до 0,1—0,2% в элементарном виде и в форме окисленных соединений. При цианировании руд селен, растворяясь в цианистых растворах, осложняет процесс: вызывает повышенный расход цианида, затрудняет осаждение золота цинком. В связи с этим, исследуя селенистые руды, необходимо изыскать методы устранения или уменьшения вредного влияния селена на цианирование. К таким методам можно отнести:

1. Цианирование растворами с пониженной концентрацией цианида. Растворимость селена с понижением концентрации цианида в растворах снижается.

2. Осаждение золота из цианистых растворов или пульп акти-

вированным углем. Сорбционная способность угля к золоту мало зависит от присутствия в растворе селена.

3. Обжиг руды при температуре 600—700°C, в процессе которого селен почти полностью возгоняется. Огарок цианируют.

Селен, как промышленно полезный элемент, можно извлекать из селенных руд выщелачиванием раствором хлорной извести: расход извести составляет несколько десятков килограммов на 1 т. Из раствора селен осаждается сернистым газом или железной стружкой.

Медистые окисленные руды исследуют так же, как и медистые, частично окисленные.

В практике окисленные медистые руды в последнее время чаще подвергают флотации. Флотацию следует проводить с сульфгидрильными собирателями в сочетании с жирнокислотными реагентами. При подборе оптимального значения рН необходимо испытывать как соду, так и известь. Удовлетворительного извлечения золота обычно достигают, проводя флотацию длительное время (30—40 мин) с повышенным расходом реагентов и многократными контрольными операциями.

Флотационные концентраты чаще отправляют в плавку.

§ 3. Золото-пиритные руды

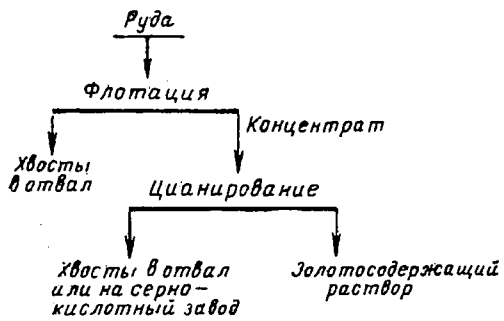
К началу испытаний методов обработки золото-пиритных руд важно знать характер золота в них. Крупное золото извлекают гравитационными методами. Гравитационные концентраты амальгамируют, а хвосты амальгамации обрабатывают в соответствии с технологией обработки данной руды. Для обработки концентратов с тонкодисперсным золотом в сульфидах заслуживающим внимания способом является автоклавный [67].

Хвосты гравитационного обогащения флотируют, реже цианируют. Цианирование целесообразно, если сульфиды в руде не содержат тонкодисперсного золота. Однако и в этом случае вместо цианирования всей руды часто применяют флотацию с последующим цианированием концентрата (рис. 61, а). При необходимости концентрат перед цианированием доизмельчают. Концентрат, содержащий в сульфидах тонкодисперсное золото, цианируют после обжига (рис. 61, б) или отправляют на пирометаллургический завод.

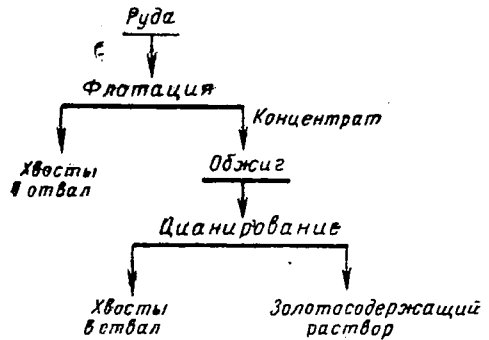
Схемы усложняются, если в руде одновременно присутствует и заключенное в сульфидах тонкодисперсное золото и золото в сростках с несульфидными минералами. Такие руды флотируют с последующим цианированием хвостов: концентрат флотации цианируют после обжига (рис. 61, в). Другая схема (рис. 61, г) предусматривает цианирование руды, флотацию хвостов цианирования для извлечения золотосодержащих сульфидов, обжиг флотационного концентрата и цианирование огарка.

Хвосты цианирования можно флотировать как в щелочной (содовой), так и в кислой среде. В первом случае хвосты тщательно

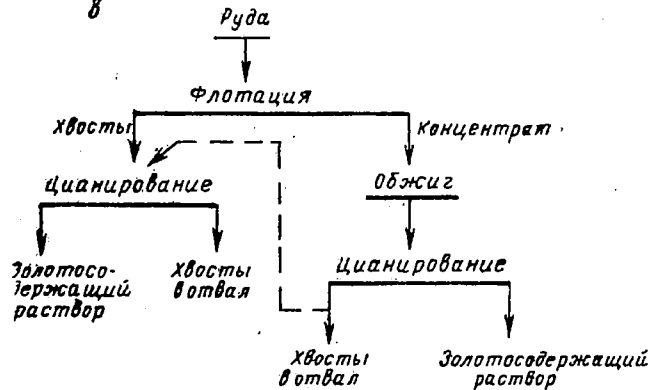
а



б



в



г

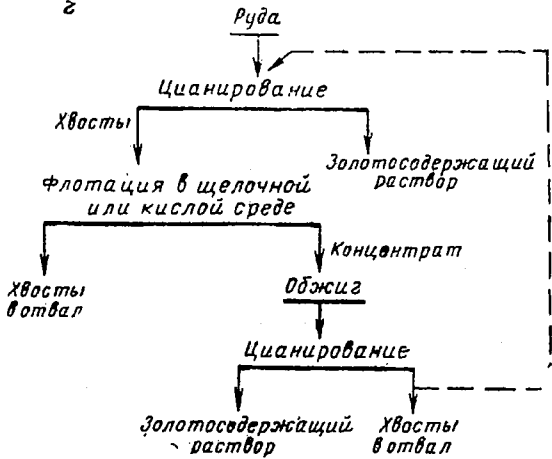


Рис. 61. Принципиальные схемы обработки золото-пиритных руд с использованием флотации

отмывают от цианида и извести, сульфиды активируют медным купоросом и флотируют в содовой среде с использованием ксантогенатов и вспенивателей. Обычно флотация протекает медленно, так как флотационную способность сульфидов после цианирования полностью восстановить не удается. С большим трудом флотируются по такой схеме частично окисленные руды.

Флотация проходит успешнее в кислой среде, создаваемой в результате обработки пульпы сернистым газом. Продолжительность обработки и расход газа в единицу времени устанавливают экспериментально. После обработки пульпу перемешивают в открытом стакане, чтобы нейтрализовать излишнюю кислотность. Для лучшей флотации среда должна быть близкой к нейтральной. Кислотность снижается в результате взаимодействия сернистой кислоты с компонентами руды. Нередко для снижения кислотности пульпу необходимо перемешивать в течение нескольких часов. Если в процессе перемешивания кислотность не снижается или снижается очень медленно, в пульпу добавляют соду или щелочи. Флотацию проводят после активации сульфидов медным купоросом, причем оптимальная продолжительность перемешивания пульпы с этим реагентом может достигать 30—40 мин. Расход медного купороса составляет 20—100 г/т. Собирателями являются сульфгидрильные реагенты, вспенивателем — сосновое масло.

Флотация в кислой среде после цианирования особенно полезна при обработке частично окисленных руд, так как флотационная способность окисленных с поверхности сульфидов после кислотной обработки резко возрастает. Флотация в кислой среде позволяет отказаться от очень тщательной отмывки от хвостов цианирования растворенного золота, поскольку последнее в кислых растворах осаждается на пирите и вместе с ним флотирует.

Общим во всех схемах (см. рис. 61) является флотация золото-содержащих сульфидов. Флотируя с сульфгидрильными собирателями и применяя необходимое число перечистных операций, можно получить кондиционный по сере концентрат (содержание серы сульфидной не менее 42%, суммы Zn и Pb не более 1%). Эту возможность необходимо использовать, если есть условия реализации концентрата не только как золотого, но и как пиритного продукта. При отсутствии такой возможности флотацию подчиняют в первую очередь задаче достижения максимального извлечения золота в концентрат.

Показатели флотации золото-пиритных руд можно улучшить, проводя ее в две или три стадии, применяя в качестве реагентов-активаторов медный купорос или сернистый натрий, флотируя раздельно пески и шламы, обесшламливая различные продукты и используя для перечисток концентратов гидроциклон. Стадиальная флотация позволяет полнее извлекать золотосодержащие сульфиды и получать более зернистый концентрат. Медный купорос и сернистый натрий следует подавать в контрольные операции, когда свободного золота с чистой поверхностью в пульпе уже нет. Пере-

чистка в гидроциклоне особенно эффективна, когда в черновом концентрате присутствуют крупные труднофлотируемые частицы золота или золотосодержащих сульфидов. Одновременное использование некоторых из перечисленных методов приводит к сложным, но эффективным схемам, обеспечивающим высокое извлечение золота в качественный концентрат.

Обработку в гидроциклоне необходимо испытывать и для доизвлечения золота из хвостов флотации. С этой целью навеску хвостов в 1—2 кг пропускают через гидроциклон, пески перечищают в гидроциклоне или на концентрационном столе. Такая операция может представить практический интерес, если в результате повысится извлечение золота не менее чем на 1—2% и получится концентрат, содержащий свыше 20—25 г/т золота.

Золото-пиритные руды или концентраты цианируют по обычному режиму. Если извлечение золота при этом будет низким, испытывают стадияльное цианирование, выщелачивание растворами с повышенной концентрацией цианида и другие методы. Цианирование по обычному режиму, как правило, не обеспечивает удовлетворительных результатов при обработке пирротинсодержащих руд или концентратов. Для таких продуктов следует испытать:

выщелачивание растворами с пониженной концентрацией щелочи (ниже 0,01% CaO);

выщелачивание в присутствии глета или растворимых солей свинца;

цианирование с предварительной щелочной обработкой и промывкой материала;

цианирование с предварительной аэрацией пульпы и промывкой материала.

Теллуристые руды обычно обрабатывают флотацией. Теллуриды золота флотируют даже с одним вспенивателем. Будучи хрупкими минералами, теллуриды при измельчении шламуются, что затрудняет их флотацию. В связи с этим при исследовании теллуристых руд обязательно надо испытывать стадияльную флотацию.

Получаемые при флотации теллуристые концентраты следует цианировать длительное время (до 50—60 ч) растворами повышенной концентрации щелочи (не ниже 0,02% CaO) и с хорошей аэрацией пульпы. Помимо этого можно испытать цианирование с добавкой в пульпу окислителей, а также бромцианирование, т. е. выщелачивание раствором бромистого циана (BrCN) [72].

При составлении схем обработки теллуристых руд следует учитывать, что вследствие низкой скорости растворения теллуридов цианирование флотационных концентратов (см. рис. 61, а) требует длительного времени. Предварительный обжиг флотационных концентратов (см. рис. 61, б и в) имеет свои недостатки: в процессе обжига теллуриды золота легко плавятся и поглощают находящееся в сростках с ними золото. При последующем цианировании такое золото может раствориться только после растворения теллуридов, т. е. выщелачивание и в этом случае будет длительным.

Кроме того, обжиг богатых золотом концентратов сопровождается значительными потерями золота с пылью. Высоких показателей можно достичь, обрабатывая руду по схеме, показанной на рис. 61, г. В этом случае металлическое золото, в том числе находящееся в сростках с теллуридами, растворяется при цианировании руды и в обжиг не попадает. Нерастворившиеся теллуриды золота, а также сульфиды с тонкодисперсным золотом извлекаются из хвостов цианирования флотацией. Концентрат обжигают и отарок цианируют.

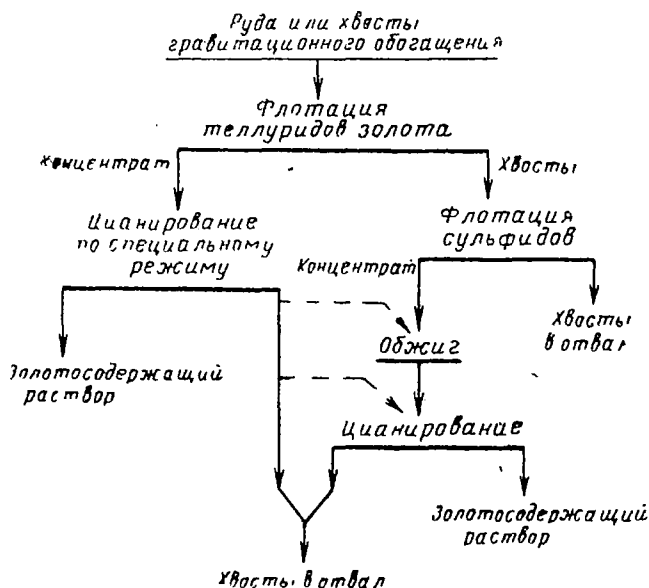


Рис. 62. Принципиальная схема обработки теллуристой золото-пиритной руды с применением селективной флотации

Для обработки теллуристых руд можно применить селективную флотацию (рис. 62). Вначале из руды извлекают теллуриды золота и другие легкофлотируемые минералы. Флотацию проводят в содовой среде ($\text{pH}=7,5 \div 8$) с одним сосновым маслом или другими вспенивателями. В концентрат обычно переходит и часть свободного золота. Затем сульфгидрильными собирателями флотируют сульфиды. Теллуристый концентрат цианируют по одному из указанных выше методов. Небольшое количество этого концентрата позволяет цианировать его длительное время (до 4—5 суток). Сульфидный концентрат цианируют после обжига.

Теллуристый продукт можно выделить и из коллективного флотационного концентрата или из хвостов цианирования этого концентрата [29]. При необходимости концентрат доизмельчают, промывают или обесшламливают и флотируют теллур в содово-циани-

стой среде с использованием в качестве собирателей углеводородных масел. На рис. 63 показана схема флотации золото-теллури-пиритной руды, в которой теллур содержится преимущественно в форме тетрадимита $\text{Bi}_2\text{Te}_2\text{S}$. Флотация по этой схеме позволяет из руды с содержанием теллура 10 г/т получить концентрат с содержанием этого элемента 4 кг/т при извлечении 61%.

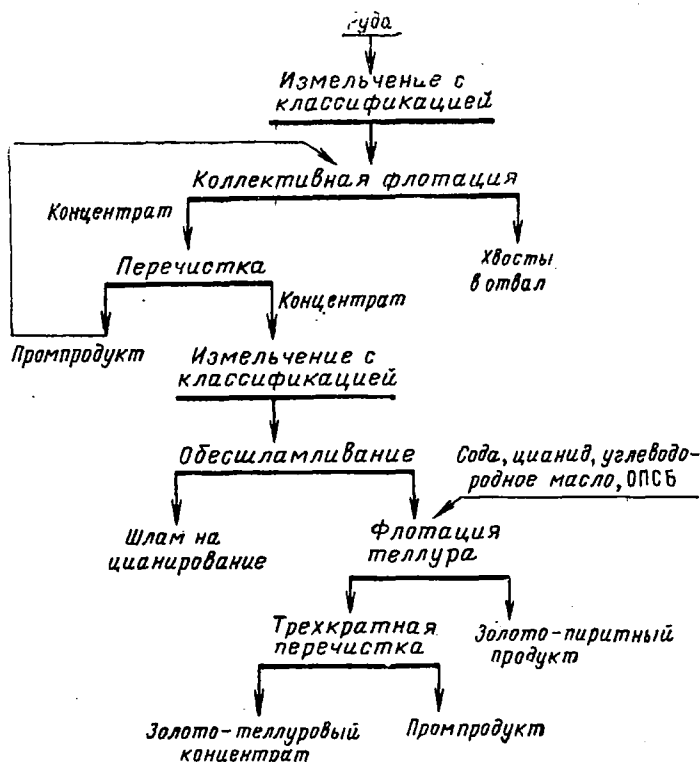


Рис. 63. Схема коллективно-селективной флотации золото-теллури-пиритной руды

Теллур из теллуридсодержащих концентратов можно извлечь хлорированием в водной среде или в растворе NaCl [33]. Хлорирование удобно проводить на специальной установке, обеспечивающей автоматическую подачу хлора в сосуд для хлорирования (хлоратор) и замер расхода этого реагента (рис. 64). При работе установки хлор циркулирует по замкнутой системе: бутылка — хлоратор — насос — бутылка. Как только в результате расхода хлора на хлорирование давление в системе снижается, контактный поплавок в барометре опускается и замыкает цепь электромагнита; последний открывает клапан и раствор NaCl начинает поступать в бутылку, компенсируя убыль хлора. По количеству раствора, перешед-

шего за время хлорирования в бутылку, определяют расход хлора. Хлор в насыщенном растворе NaCl, а также в глицерине, используемом в барометре и гидравлическом затворе, малорастворим.

Пирротинистые руды содержат помимо пирита пирротин, что обуславливает наличие у них ряда технологических особенностей. Перед цианированием пирротинистых руд или концентратов полезна щелочная обработка с аэрацией, но без удаления щелочного раствора. Такая обработка может существенно сократить расход цианида. Цианировать следует более крупный материал, так как

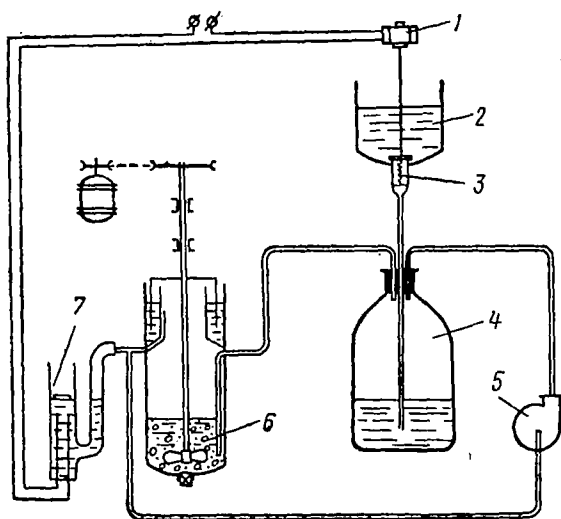


Рис. 64. Лабораторная установка для хлорирования:

1 — электромагнит; 2 — сосуд с насыщенным водным раствором хлористого натрия; 3 — клапан; 4 — сосуд с хлором; 5 — насос для хлора; 6 — хлоратор с гидравлическим затвором; 7 — барометр с контактным поплавком

мелкий пирротин интенсивно взаимодействует с цианидом и вызывает повышенный его расход.

При флотации пирротинистых руд следует учитывать, что пирротин, легко окисляясь, резко снижает флотационную активность. В связи с этим большие потери пирротина происходят в перечистных операциях.

Для руд с крупновкрапленным пирротинном целесообразно испытывать магнитную сепарацию, выделяя пирротин в самостоятельный продукт.

Шламистые золото-пиритные руды испытывают, применяя те же приемы, что при испытании золотых руд. При флотации талькосодержащих шламистых руд в качестве реагента-подавителя эффективна КМЦ [99].

§ 4. Золото-мышьяковые руды

Первичные золото-мышьяковые руды содержат от 1—2 до 10—12% арсенопирита. Из других сульфидов практически всегда присутствует пирит, иногда пирротин. В редких случаях в рудах отсутствует заключенное в минералы тонкодисперсное золото. Такие руды можно цианировать или флотировать с последующим цианированием концентрата. Чаще значительная часть золота в рудах представлена тонкодисперсными частицами, заключенным в сульфиды. Эти руды подвергают коллективной флотации с получением золото-мышьякового или золото-мышьяково-пиритного концентрата. Концентрат обжигают, огарок цианируют или отправляют в плавку. В процессе обжига получают мышьяковый продукт. Однако спрос на него в настоящее время ограничен. Если при коллективной флотации отвальных хвостов получить не удастся, то их цианируют или цианируют всю руду, а золотосодержащие сульфиды извлекают из хвостов цианирования флотацией.

Флотирова золото-мышьяковые руды, необходимо испытывать известные методы для улучшения показателей процесса, а именно стадиальную флотацию, раздельную флотацию песков и шламов, флотацию в содовой среде и др. В качестве активатора полезен медный купорос в количестве 100—200 г/т. Подавать этот реагент следует в контрольную флотацию. В отдельных случаях извлечение золота и мышьяка возрастает с увеличением длительности перемешивания пульпы с собирателями (до 20—30 мин).

Иногда целесообразна селективная флотация с получением золотосодержащих пиритного и мышьякового концентратов или одного золото-пиритного. Получение отдельно пиритного и мышьякового концентратов оправдано в случае, если золото из них будет извлекаться разными методами или необходимо получить высокосортный по мышьяку концентрат. Выделение одного золото-пиритного концентрата возможно в следующих случаях:

хвосты флотации получают отвальными по золоту, а мышьяк не представляет промышленного интереса;

золото из хвостов флотации в отличие от золота в пиритном концентрате можно извлечь цианированием.

Разделить пирит и арсенопирит можно подавлением последнего известью или окислением воздухом, пиросульфитом и перманганатом калия. Эффективность реагентов-окислителей во многом зависит от того, как тщательно разработан и соблюдается режим их применения. Избыточный расход их, а также чрезмерно длительный контакт с пульпой вызывают активацию арсенопирита.

Обычно для вскрытия золота золото-мышьяковые или золото-мышьяково-пиритные концентраты подвергают обжигу. Обжиг лучше проводить в две стадии: первую — при температуре 500—580°C с ограниченным количеством воздуха, вторую — при температуре 600—620°C с избытком воздуха. При таком режиме обжиг протекает без образования легкоплавких соединений, и огарок получается

пористым. Содержание мышьяка в огарке не должно быть выше 1—1,5%. Если обжиг вести в одну стадию при сравнительно высокой температуре с избытком воздуха, то содержание мышьяка в огарке может быть выше в результате образования нелетучих арсенатов, например арсената железа FeAsO_4 . Арсенаты покрывают поверхность золота и препятствуют растворению его при цианировании. Арсенаты железа в большей степени образуются при обжиге материалов, содержащих реальгар (AsS) и аурипигмент (As_2S_3) [108].

Обжиг во второй стадии может быть хлорирующий или окислительно-хлорирующий при температуре 600—620°C. Такой обжиг позволяет в ряде случаев полнее вскрыть золото, заключенное в пирите или арсенипирите. Огарок отмывают от водорастворимых соединений и цианируют.

Если огарок предназначают для плавки, то обжиг можно проводить в одну стадию. Содержание мышьяка в таком огарке допускается до 2%.

Возможным способом извлечения золота из золото-мышьяковых концентратов является хлоридовозгонка после неполного окислительного обжига. Испытания хлоридовозгонки можно проводить в таких условиях: содержание серы в огарке 3,5—4%, расход NaCl 7,5—10% от веса огарка, температура хлоридовозгонки 1000°C. В этих условиях в возгоны извлекается до 96—98% золота [14, 55].

Цианирование золото-мышьяковых концентратов или полученных в результате их обжига огарков имеет свои особенности. При цианировании концентратов следует испытывать предварительную щелочную обработку, стадийное цианирование, выщелачивание цианистыми растворами с низкой концентрацией извести. Если в рудах или концентратах присутствуют простые сульфиды мышьяка (аурипигмент или реальгар), то при цианировании необходимо испытать методы, используемые для сурьмянистых руд и концентратов.

Огарки, как правило, надо цианировать после промывки водой и поддерживать в цианистых растворах концентрацию NaCN не менее 0,08%. Промывка значительно сокращает расход цианида и извести. Огарки с трудноизвлекаемым золотом можно цианировать в две или три стадии, при необходимости с промежуточной обработкой щелочью. Щелочь растворяет окисленные формы мышьяка (в частности, арсенат железа), и заключенное в этих соединениях золото освобождается. Обработать следует раствором щелочи концентрацией 6—8% NaOH при нагревании пульпы до температуры 80—90°C в течение 2—3 ч. Затем материал обезвоживают (с промывкой) и цианируют; жидкую фазу подвергают контрольному анализу на золото.

Дальнейших исследований заслуживает автоклавно-щелочной способ разложения золото-мышьяковых концентратов. Автоклавная обработка в течение 2 ч в растворе NaOH (150 г/л) при температуре 100°C под давлением кислорода 10 ат обеспечивает достаточно

полное разложение пирита и арсенопирита и перевод серы и мышьяка в раствор. Золото из остатка извлекается цианированием [129].

Шламы и углистые руды испытывают специфичными для таких руд методами.

Значительные трудности возникают при исследовании углистых руд. Флотацией из таких руд можно получить коллективный золото-мышьяковый углистый концентрат или селективной флотацией два концентрата: угольный и золото-мышьяковый. Однако золото-мышьяковый концентрат обычно содержит углистые вещества, снижающие извлечение золота при цианировании.

Обжиг углистых золото-мышьяковых концентратов лучше проводить в две стадии: при температуре 500—600°C с недостатком воздуха и при температуре 650—700°C с избытком воздуха. В первой стадии обжига должен выгорать мышьяк до содержания в огарке ниже 1%; во второй стадии должны выгорать активный углерод и сера. Для выгорания углерода требуется не только избыток воздуха и относительно высокая температура, но и довольно длительное время. Обжиг протекает быстрее и полнее в печах кипящего слоя. Для автогенного обжига в этих печах (без затрат топлива) концентраты должны содержать 22—24% серы.

Частично окисленные руды содержат часть мышьяка в форме скородита и других окисленных минералов. Золото в этих рудах имеет покрытия из скородита и трудно поддается флотации и цианированию. Скородит можно флотировать жирнокислотными собирателями.

Для извлечения золота и мышьяка из частично окисленных руд можно испытать обработку по схеме, включающей следующие операции:

флотацию золота и сульфидов с помощью сульфгидрильных собирателей, обжиг концентрата и цианирование огарка;

обработку хвостов флотации раствором NaOH для выщелачивания мышьяка и удаления покрытий с золота;

цианирование остатка;

осаждение мышьяка из щелочных растворов известью или повышением концентрации NaOH в растворе. Осаждение мышьяка известью сопровождается регенерацией NaOH, который можно использовать повторно [2].

§ 5. Золото-серебряные руды

Золото-серебряные руды помимо золота содержат серебро в количестве от нескольких десятков до сотен граммов на 1 т. Серебро в рудах присутствует как в самородном состоянии и в твердых растворах с другими металлами, так и в форме различных соединений: сульфидов, интерметаллических соединений, теллуридов, селенидов, галогенидов, арсенида и сульфата. Известно около 80 минералов серебра, 49 из них приведены в приложении 2.

В первичных золото-серебряных рудах наиболее часто серебро

находится в виде акантита, пираргирита, стефанита, полибазита, прустита, самородного серебра. В небольших концентрациях встречаются теллуриды серебра (гессит, сильванит, петцит).

В окисленных рудах присутствуют галогениды серебра, в основном хлораргирит (кераргирит); сульфат (аргентоярозит), а также самородное серебро. Серебряные минералы в этих рудах часто весьма тесно ассоциированы с глинистым материалом, окислами железа и марганца. Частицы самородного серебра бывают покрыты окисью и гидратом окиси этого металла [112].

В рудах отдельных месторождений тонкодисперсное серебро заключено в марганцевых минералах: пиролюзите, псиломелане и др. Содержание серебра в них достигает 4—5 кг/т. Тонкодисперсным серебром обогащены и некоторые сульфиды (галенит, халькопирит, пирит, стибнит). В галените присутствует до 0,1%, реже 0,5—1% серебра. При измельчении руд с тонкодисперсным серебром последнее практически не вскрывается.

Изучая вещественный состав золото-серебряных руд, необходимо особое внимание обратить на минералогию серебра. При диагностике ряда серебряных минералов эффективен рентгеноструктурный метод. Для разработки технологии извлечения серебра большое значение имеют результаты фазового анализа, схема которого показана на рис. 65. Следует отметить, что методика фазового анализа на серебро, также как и на золото, не является бесспорной. Однако фазовый анализ в комплексе с минералогическим и другими методами исследования обеспечивает достаточно достоверные и весьма необходимые данные о форме нахождения серебра в руде.

Гравитационные методы обогащения позволяют концентрировать серебро, но гораздо в меньшей степени, чем золото. Руды обогащают обычно на отсадочных машинах, которые улавливают лишь относительно крупные (крупнее 0,1—0,2 мм) частицы тяжелых минералов, в основном самородное серебро, акантит и хлораргирит. Эти минералы, наряду с большим удельным весом (соответственно 10,1—11,1; 7,2 и 5,5), отличаются ковкостью, что предупреждает их переизмельчение. Почти все остальные серебряные минералы хрупкие и при измельчении руд становятся настолько мелкими, что практически не извлекаются отсадкой. Серебросодержащие минералы марганца имеют плотность меньше 5 и также хрупки. Отсадкой они извлекаются плохо. Очевидно, для повышения извлечения серебра гравитационными способами необходимо путем стадийного измельчения уменьшать переизмельчение серебряных минералов и вместо отсадки (или в дополнение к ней) использовать другие, более эффективные методы.

Амальгамацией можно извлечь из всех серебряных минералов практически лишь самородное серебро. По сравнению с золотом серебро хуже смачивается ртутью, кроме того, частицы серебра чаще, чем частицы золота, имеют на поверхности различные покрытия, препятствующие амальгамации. Амальгамация может пред-

ставлять интерес лишь для обработки гравитационных концентратов.

Многие золото-серебряные руды, в первую очередь окисленные, можно обрабатывать цианированием. При цианировании наиболее быстро растворяется кераргирит, труднее — самородное серебро, серебро в природных сплавах с другими металлами и простые суль-

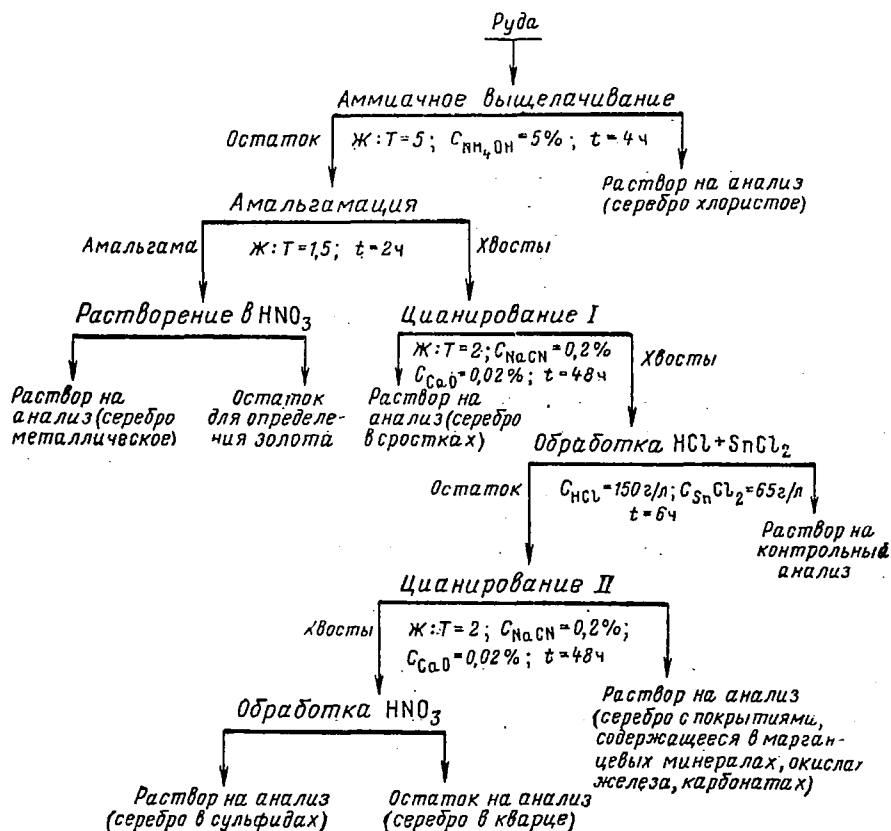


Рис. 65. Схема фазового анализа на серебро серебряных и золото-серебряных руд:
(Ж:Т — весовое отношение жидкого к твердому в пульпе; С — концентрация реагента; t — продолжительность операции)

фиды серебра (аргентит и акантит). Не поддаются цианированию полибазит и аргентоюзрит. Разрабатывая режим цианирования серебряносодержащих руд, целесообразно испытать выщелачивание растворами повышенной концентрации цианида (до 0,2% NaCN), более длительное выщелачивание (до 120—160 ч), усиленную аэрацию пульпы, добавление в пульпу свинцовых солей, бромацианирование. При цианировании руд, содержащих арсенид или теллуриды

серебра, полезны добавки реагентов-окислителей: двуокиси марганца, перманганата калия, перекиси натрия или бария [89].

Большинство серебряных минералов флотируют с сульфгидрильными собирателями. Особенно флотоактивны теллуриды серебра, сульфиды (акантит, полибазит, стефанит, прустит и др.), самородное серебро с чистой поверхностью. Известь подавляет флотацию стефанита, пираргирита, прустита и мало влияет на флотацию аргентита и полибазита. Сильными подавителями многих серебряных минералов, в первую очередь самородного серебра, являются сернистый натрий и цианид.

Испытывая флотацию, стремятся получить отвальные хвосты. Минералогическое многообразие серебра затрудняет достижение этой цели. Извлечение серебряных минералов в концентрат повышается при стадальной флотации, при использовании наряду с сульфгидрильными собирателями оксигидрильных, при флотации обесшламленного материала.

Специальной технологии обработки требуют золото-серебряные руды с тонкодисперсным серебром в марганцевых минералах: Для вскрытия тонкодисперсного серебра руды подвергают сернистокислотной обработке, осуществляемой в лабораторных условиях пропусканием сернистого газа через пульпу. Сернистый газ получают при взаимодействии серной кислоты с сульфитом натрия.

Обычно для достаточно полного разложения марганцевых минералов сернистокислотную обработку необходимо вести 3—5 ч. Затем материал отделяют от жидкой фазы, тщательно промывают и цианируют. Марганец из сернистокислого раствора можно осадить извеетковым молоком.

Для выделения марганцевых минералов из руд необходимо испытать гравитационные методы, а также магнитную и электростатическую сепарацию. Руды перед этим следует измельчить с периодической классификацией, чтобы уменьшить переизмельчение марганцевых минералов. Электростатическая и магнитная сепарации более эффективны для обогащения обесшламленного материала.

Наиболее полно извлекаются марганцевые минералы из руд флотацией. Флотацию проводят в содовой среде с оксигидрильными собирателями в сочетании с углеводородными маслами. При наличии в материале шламов пустой породы следует испытать в качестве реагента-подавителя и пептизатора жидкое стекло. Существенно улучшает флотацию марганцевых минералов предварительное обесшламливание. Если в руде имеются сульфиды, то целесообразно их выделить в первую очередь, флотируя с сульфгидрильными собирателями. Марганцевый флотационный концентрат можно подвергнуть сернистокислотной обработке.

Для многих серебряносодержащих флотационных и гравитационных концентратов необходимой операцией перед цианированием является обжиг. В зависимости от вещественного состава концентратов испытывают тот или иной вид обжига.

Окислительный обжиг обеспечивает разложение теллуридов,

селенидов, простых и сложных сульфидов серебра, а также вскрытие серебра, заключенного в пирите, халькопирите и других сульфидах, исключая галенит. Последний в условиях окислительного обжига разлагается с образованием относительно легкоплавких окислов и сульфатов, которые при охлаждении затвердевают вместе с заключенным в них серебром с образованием очень прочных гранул. В результате серебро не вскрывается и, следовательно, не может быть извлечено цианированием.

Результаты цианирования огарков в значительной мере зависят от температурного режима окислительного обжига. Часто оптимальной температурой является 600°C . Отклонения в ту или другую сторону приводят к снижению извлечения серебра при цианировании. Обжиг серебросодержащих сульфидов железа лучше проводить в две стадии: первая при температуре $450\text{—}550^{\circ}\text{C}$ и вторая при $550\text{—}650^{\circ}\text{C}$. Если в результате обжига образуются крупные корочки серебра или серебряного штейна, то огарок перед цианированием следует подвергнуть гравитационному обогащению.

Восстановительный обжиг перед цианированием может быть необходимым для окисленных или частично окисленных руд с серебросодержащими марганцевыми минералами. В процессе обжига высшие окислы марганца восстанавливаются до соединения закиси марганца; одновременно происходит восстановление окисленных минералов серебра. Охлаждать огарок необходимо так, чтобы избежать обратных реакций окисления.

Хлорирующий обжиг можно применять к продуктам, содержащим пираргирит, прустит и другие сложные сульфиды серебра, а также аргенторозит. Получающиеся в результате обжига хлориды серебра хорошо растворяются при цианировании. Недостатками этого вида обжига являются: большой расход хлористого натрия (до 10—15% веса материала) и потери золота и серебра вследствие летучести их хлоридов. В практике известен случай регенерации NaCl [148].

Хлорирующе-восстановительный обжиг (способ сегрегации) может быть особенно эффективным для материалов, содержащих серебро и медь. В этом случае при обжиге вначале образуется хлорид меди и серебра, которые затем восстанавливаются до металлов и образуют частицы сплава. Эти частицы можно извлечь из огарка флотацией или гидрометаллургическим способом [152].

В табл. 17 приведены основные способы извлечения серебра в зависимости от его характеристики. Характеристика составлена по технологическим свойствам частиц серебряных минералов в измельченных рудах, т. е. по свойствам, в наибольшей степени влияющим на технологию извлечения металла. Очень часто серебро в исследуемой золото-серебряной руде присутствует не в одной, а в нескольких формах, что вынуждает применять комбинированные схемы обработки, включающие два и более указанных в табл. 17 методов. Для извлечения крупных частиц полезных минералов необходимо использовать гравитационные методы.

Характеристика серебра в рудах и способы его извлечения

Характеристика серебра	Способы извлечения
Крупные (крупнее 0,1—0,2 мм) частицы самородного серебра и природных сплавов	Гравитационные методы обогащения Цианирование
Мелкие (мельче 0,1—0,2 мм) частицы самородного серебра и природных сплавов, свободные и в сростках	Цианирование Флотация с последующим цианированием или плавкой концентрата
Свободные и в сростках частицы хлораргирита	Цианирование *
Свободные и в сростках частицы простых сульфидов серебра	Флотация с последующим цианированием или плавкой концентрата * Цианирование *
Свободные и в сростках частицы теллуридов, селенидов и сложных сульфидов серебра, а также аргентоярозита	Окислительный или хлорирующий обжиг с последующим цианированием огарка Флотация с последующей плавкой концентрата или обжигом и цианированием огарка
Серебро, заключенное в галените, халькопирите, стибните и других сульфидах цветных металлов	Флотация с последующей плавкой концентрата *
Серебро, заключенное в сульфидах железа	Флотация с последующим окислительным или хлорирующим обжигом концентрата и цианированием огарка *
Серебро, заключенное в марганцевых минералах	Сернистокислотное выщелачивание марганца с последующим цианированием остатка Восстановительный обжиг с последующим цианированием огарка Флотация марганцевых минералов с последующей обработкой концентрата по 1-му или 2-му способу

* Крупные частицы минералов можно извлекать гравитационными методами.

§ 6. Золото-медные руды

На основании минералогического и фазового анализов определяют степень окисления исследуемой руды и соответственно подтип. Фазовый анализ обычно включает выщелачивание сульфата меди водой, выщелачивание окислов меди смесью H_2SO_4 и H_2SO_3 , выщелачивание простых сульфидов меди раствором $NaCN$ или KCN [70, 121]. Известными методами изучают свойства золота.

Первичные золото-медные руды содержат до 50% сульфидов, в основном пирита и халькопирита. В некоторых рудах присутствует арсенопирит и пирротин. Из числа медных минералов помимо халькопирита наиболее распространены халькозин, борнит, куба-

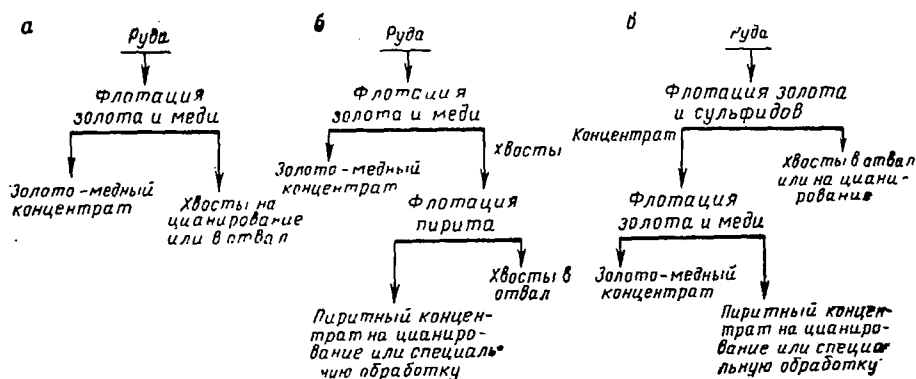


Рис. 66. Принципиальные схемы обработки первичных золото-медных руд

нит, ковеллин. Золото характеризуется полидисперсностью и в измельченных рудах находится как в свободном состоянии, так и в связи с сульфидами, преимущественно с халькопиритом.

Первой стадией обогащения руд может быть сортировка для выделения кусков халькопирита или других сульфидов меди. Выделенные куски представляют золото-медный концентрат, который можно отправлять на медеплавильный завод. Некоторые руды можно обогащать в тяжелых суспензиях.

Для извлечения крупного золота испытывают отсадку и другие гравитационные методы обогащения.

Основным способом обработки руд является флотация. Принципиальные схемы обработки показаны на рис. 66.

Общим для всех схем является получение золото-медного концентрата, отправляемого, как правило, на медеплавильный завод. Основными вредными примесями в концентратах являются цинк, свинец и глинозем.

Золото и медь флотируют этиловым или бутиловым ксантогенатом, бутиловым или крезильным аэрофлотом. Полезно применять смесь собирателей, например бутилового ксантогената (25—50 г/т)

с бутиловым или крезильным аэрофлотом (25—50 г/т). В качестве пенообразователя можно использовать сосновое масло, крезол, а также тяжелый пиридин с добавкой 3—5% соснового масла, ОПСБ или терпинеола. В контрольных операциях для перевода в концентрат труднофлотируемых частиц медных минералов полезно применять сернистый натрий, а также водные эмульсии углеводородных масел.

Для подавления пирита применяют известь до содержания в жидкой фазе пульпы от 0,04 до 0,08% СаО. В ряде случаев, особенно при флотации халькозинсодержащих руд, пирит подавляют небольшим количеством извести с цианидом при расходе последнего 20—250 г/т. Оба реагента подавляют флотацию свободного золота, поэтому расход их должен быть минимальным. При использовании цианида жидкую фазу пульпы следует контролировать на золото. Флотационное отделение золота и халькопирита от пирротина и пирита можно улучшить, применяя динатрийфосфат (Na_2HPO_4).

Из указанных схем наиболее простой является схема, показанная на рис. 66, а. Согласно этой схеме из руды выделяют лишь золото-медный концентрат, подавляя пирит. Хвосты при этом редко получают отвальными. Остающееся в них золото обычно извлекают цианированием. Схема применяется для руд, пирит которых не содержит тонкодисперсного золота.

Схема (рис. 66, б) прямой селективной флотации предусматривает выделение из хвостов золото-медной флотации пиритного концентрата. Пиритный концентрат подвергают цианированию или, при наличии в нем тонкодисперсного золота, специальной обработке. Если пиритный концентрат будут использовать в качестве сырья для производства серосодержащих продуктов (серной или сернистой кислот, элементарной серы), то руду, из которой выделяют такой концентрат, правильнее называть золото-медно-пиритной.

Золото-медный и пиритный концентраты можно выделять коллективно-селективной флотацией по схеме, показанной на рис. 66, в. Эта схема по сравнению со схемой, показанной на рис. 66, б, имеет больше возможностей для получения отвальных хвостов.

Указанные на рис. 66 схемы включают лишь основные операции. В процессе испытаний схемы значительно усложняются введением контрольных и перечистных операций, применением стадияльной флотации, доизмельчения концентратов и промпродуктов, операций гравитационного обогащения и т. д. При разработке схем и реагентных режимов следует учитывать следующее:

1. Отсадка или обогащение на шлюзах перед флотацией для многих руд являются необходимыми операциями, сокращающими потери золота с хвостами. Однако эти операции вызывают обводнение пульпы и переход в гравитационные концентраты части меди. В связи с этим в некоторых случаях гравитационное обогащение следует испытывать на хвостах флотации.

2. Стадиальная флотация особенно полезна, когда в концентрат необходимо извлечь ковеллин, халькозин или золотосодержащий пирротин.

3. Флотация пирита по схеме рис. 66, б может протекать успешнее в слабокислой среде ($\text{pH} = 5 \div 7$), создаваемой серной или сернистой кислотой, кремнефтористым натрием или совместным применением этих реагентов.

4. Выделить пирит из хвостов золото-медной флотации можно в гидроциклоне. Обработка в гидроциклоне для этой цели особенно эффективна, если несulfидные компоненты хвостов переизмельчены. При необходимости пески гидроциклона разбавляют водой и перечищают в гидроциклоне или флотацией.

5. Для достижения кондиционного содержания меди в золото-медных концентратах в схемах флотации предусматривают многократные перечистки. В практике известны случаи получения кондиционных концентратов из руд с 0,2—0,3% меди по схемам коллективно-селективной флотации с пятью-шестью перечистными операциями. Однако получение богатых по меди концентратов перечисткой их или повышенным расходом подавителей сопровождается снижением извлечения золота. Поэтому иногда экономичнее получать концентраты с пониженным содержанием меди, но с повышенным извлечением в них золота.

6. Получаемые при перечистках золото-медных концентратов промпродукты в некоторых случаях перед возвращением их во флотационный процесс полезно доизмельчать. Бедные медью промпродукты целесообразно цианировать.

7. При обработке руд по схеме рис. 66, в для лучшего разделения коллективного концентрата целесообразно испытать промывку и доизмельчение. Доизмельчать можно также концентрат контрольной флотации.

8. Показатели прямой селективной и коллективно-селективной флотации можно улучшить, проводя флотацию в два приема. Первый прием прямой селективной флотации осуществляют с малыми расходами собирателя и подавителя (или совсем без подавителя); в результате получают богатый золотом и медью концентрат, перечищать который часто нет необходимости. Во втором приеме расход собирателя увеличивают до обычного, соответственно увеличивают и расход подавителя. При коллективной флотации первый прием проводят с малыми загрузками собирателя; получаемый концентрат, если он не отвечает кондициям золото-медного концентрата, подвергают селективной флотации. Поскольку в концентрате присутствуют лишь легкофлотируемые частицы золота, медных минералов и пирита, селективную флотацию проводят с повышенным расходом подавителя, достаточным для подавления флотации легкофлотируемых частиц пирита. Легкофлотируемые частицы золота и медных минералов в этих условиях сохраняют флотационную способность. Во втором приеме коллективной флотации применяют повышенные загрузки собирателя, достаточные

для флотации труднофлотируемых частиц полезных минералов. При селективной флотации второго концентрата достаточны небольшие загрузки подавителя, поскольку в этом концентрате фло- тоактивных частиц пирита нет.

В последнее время разрабатываются гидрометаллургические способы извлечения меди из руд и флотационных концентратов. Практический интерес представляет способ выщелачивания меди, находящейся в форме халькозина, раствором цианистого кальция концентрацией около 2%. Одновременно с медью в раствор переходит золото. Медь из раствора осаждают подкислением H_2SO_4 в герметически закрытых аппаратах. Способ предусматривает регенерацию $Ca(CN)_2$ [154].

Разновидностью мышьяковистых золото-медных руд являются руды с повышенным содержанием арсенопирита. Для этих руд характерно более мелкое золото, в значительной мере заключенное в пирите, арсенопирите, халькопирите и кварце. При изучении вещественного состава мышьяковистых руд очень важно установить содержание и крупность золота в пирите и арсенопирите. Эти показатели во многом определяют технологическую схему обработки. После оценки руды на обогатимость гравитационными методами приступают к разработке флотационной схемы. Обычно первой стадией флотации является выделение золото-медного концентрата с подавлением сульфидов железа и мышьяка известью, иногда цианидом. После этого возможны три варианта:

- коллективная флотация сульфидов (пирита и арсенопирита);
- коллективно-селективная флотация;
- селективная флотация с получением одного (пиритного) или двух (пиритного и мышьякового) концентратов.

Чтобы разделить пирит и арсенопирит, создают условия, при которых флотация первого минерала улучшается, а второго — подавляется. Для улучшения флотации пирита испытывают промывку материала, обесшламливание в гидроциклоне, сорбцию реагентов активированным углем, обработку кремнефтористым натрием, медным или железным купоросом. Арсенопирит подавляют, окисляя его продувкой воздуха, хлорной известью и другими реагентами.

Флотационные концентраты цианируют без обжига, а при необходимости — после обжига. Испытывают и другие способы обработки или планируют отправку на пирометаллургические заводы. Хвосты флотации, в зависимости от содержания золота и их технологических свойств, считают отвальным продуктом или цианируют.

Частично окисленные золото-медные руды помимо сульфидов содержат золотосодержащие гидроокислы железа и окисленные медные минералы. Изыскание эффективной технологии обработки таких руд является трудной задачей, так как флотация не обеспечивает извлечения ряда окисленных медных минералов и связанного с этими минералами и гидроокислами железа золота, а циани-

рование затруднено из-за наличия в руде растворимых в цианистом растворе минералов меди.

В процессе технологических исследований руд целесообразно испытать следующие способы и схемы:

1. Разделение руды на две фракции, первая из которых будет содержать преимущественно первичные минералы, а вторая — окисленные или частично окисленные. Разделить руду на фракции можно ручной сортировкой, грохочением, классификацией. Полученные продукты обрабатывают соответствующими способами. Так, сульфидный продукт флотируют в обычном режиме золото-медной флотации, а частично окисленный — флотируют в кислой среде или обрабатывают описанными ниже гидрометаллургическими методами. Часто эффективным оказывается обесшламливание, позволяющее выделять из руды шламы окисленных минералов и водорастворимые соединения. Шламы обычно трудно поддаются обогащению и гидрометаллургической обработке, поэтому их или выбрасывают, или при высоком содержании полезных компонентов подшихтовывают к концентрату.

2. Водную промывку руды для удаления сульфата меди и других водорастворимых соединений. Медь из раствора можно выделить цементацией на железной стружке.

3. Гравитационное обогащение руды для извлечения крупного золота и золотосодержащих сульфидов.

4. Флотацию золота и меди сульфгидрильными собирателями в основной операции и оксигидрильными собирателями, углеводородными маслами, сернистым натрием — в контрольной. Хвосты флотации подвергают цианированию в специальном режиме или применяют другие гидрометаллургические методы. Материал перед контрольной флотацией и перед гидрометаллургической обработкой необходимо классифицировать по крупности и выяснить целесообразность раздельной обработки классов или материал одного из классов (обычно мелкого) необходимо выбросить.

5. Цианирование материалов, содержащих окисленную медь, растворами с пониженной концентрацией цианида (0,03—0,01% NaCN и ниже) или с добавками аммонийных солей (0,2—0,5 кг/м³ NH₄Cl или (NH₄)₂SO₄).

6. Выщелачивание окисленной меди перед цианированием H₂SO₄ или H₂SO₃ концентрацией 1—5%, аммиачно-углекислым раствором, содержащим 4—6% NH₄OH и 3—5% CO₂. Опытами по выщелачиванию определяют оптимальные значения крупности материала, концентрации растворителей, продолжительности выщелачивания, температуры и содержания твердого в пульпе, расхода промывных вод. Продолжительность выщелачивания методом перемешивания обычно не превышает 2—3 ч; выщелачивание просачиванием (перколяция) требует десятков часов. Перколяция позволяет обрабатывать крупный материал (—10, —20 мм). Выщелачивание кислотами можно интенсифицировать подогревом пульпы до 40—60°C, а выщелачивание аммиачно-углекислым раство-

ром — проведением операции в автоклаве при температуре 120°C и давлении 6—8 атм [84]. Кислотное выщелачивание может оказаться неприемлемым для материалов, содержащих кальцит и другие вызывающие большой расход кислоты карбонаты.

7. Окислительный обжиг материала, выщелачивание меди кислотами или аммиачно-карбонатным раствором, цианирование остатка.

8. Сульфатизирующий обжиг материала, выщелачивание меди водой и другими растворителями, цианирование остатка [109].

9. Хлорирующе-восстановительный обжиг с последующей флотацией восстановленной до металлического состояния меди. К материалу перед обжигом подмешивают 2—5% NaCl и 0,5—2% угля (кокса). Обжиг проводят при температуре 650—750°C; длительность обжига в муфеле от 15 до 60 мин. Огарок промывают, при необходимости донзмельчают и флотируют при pH выше 7 с собирателем СЦМ или ксантогенатами.

10. Флотацию золота и меди, выщелачивание окисленной меди серной кислотой, цементацию меди из раствора железным порошком, флотацию цементной меди. Ориентировочный режим основных операций этой схемы:

флотация золота и меди с использованием ксантогенатов, ксиленолового аэрофлота, сернистого натрия, оксигидрильных собирателей;

выщелачивание меди при температуре 50—60°C, содержание твердого в пульпе 40—50%, расход H_2SO_4 20—30 кг/т, длительность выщелачивания 1—2 ч, содержание кислоты после выщелачивания 3—5 г/л;

цементация меди порошком железа (лучше губчатым) крупностью —0,1 или —0,071 мм, кислотность при цементации не выше 0,2—0,3 г/л, расход железа 1,5—2,5 г на 1 г меди, длительность цементации 10—20 мин;

флотация цементной меди с использованием СЦМ-2 до 100 г/т, крезилового аэрофлота 40—60 г/т, углеводородных масел 0,3—0,5 кг/т и ОПСБ 50 г/т. Дополнительной контрольной операцией может быть магнитная сепарация.

В зависимости от вещественного состава материала и других факторов указанный режим обработки и схема в целом могут существенно изменяться. Например, сернокислотному выщелачиванию можно подвергать не всю массу хвостов золото-медной флотации, а только какую-либо фракцию их. Золото-медная флотация бывает эффективней, если ее проводить в кислой среде (pH = 1,5 ÷ 2) до или после операции выщелачивания.

На рис. 67 показана схема обработки частично окисленной руды. Схема включает три приема флотации: первый — для извлечения золота, золотосодержащих сульфидов и сульфидной меди; второй — для извлечения окисленной меди, а также золота с покрытиями и заключенного в окислы; третий — для извлечения медных и золотосодержащих сульфидов, поверхность которых очищена в

процессе кислотного выщелачивания. Осадить медь из раствора можно электролизом, что позволит обезмеженный раствор направлять в оборот. Растворенную в кислоте медь можно извлечь непосредственно из пульпы ионообменными смолами (катионитами).

Окисленные золото-медные руды практически не содержат сульфидных минералов меди. Технологическое исследование их

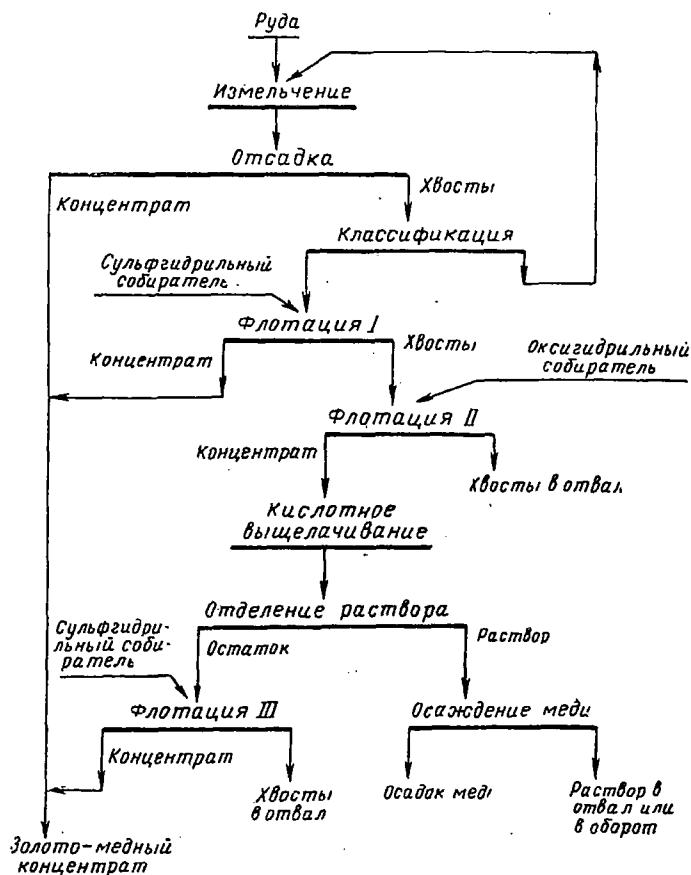


Рис. 67. Комбинированная схема обработки частично окисленной золото-медной руды

проводят с использованием тех же методов и схем обработки, что и частично окисленных руд. Различие заключается в том, что при исследовании окисленных руд флотационному методу извлечения золота и меди уделяют меньше внимания, чем при исследовании частично окисленных руд. Однако следует иметь в виду, что из окисленных руд флотацией можно извлечь ряд медных минералов (малахит, азурит, брошантит), золото и золотосодержащие гидроокислы железа.

§ 7. Золото-сурьмяные руды

Золото-сурьмяные руды обычно содержат золота не менее 1,5—2 г/т и 1—10% сурьмы. В первичных рудах сурьма присутствует главным образом в форме стибнита (Sb_2S_3). В частично окисленных рудах помимо стибнита присутствуют валентинит (Sb_2O_3), сервантит (Sb_2O_4), сенармонтит (Sb_2O_3), стибиконит (Sb_3O_4OH) и другие окислы. Из сульфидов обычными для золото-сурьмяных руд являются пирит и арсенопирит. Золото в рудах может быть различным по крупности: часто в пирите присутствует тонкодисперсное золото.

При изучении вещественного состава руд необходимо фазовым анализом определить минеральные формы сурьмы. В простейшем случае определяют содержание стибнита и суммы окислов сурьмы, а при более детальном изучении — содержание отдельных окислов.

Если руда содержит крупные вкрапления или штуфы стибнита, испытывают ручную сортировку. Из некоторых руд ручной сортировкой можно выделить штуфной концентрат с содержанием сурьмы до 50%. Еще более эффективным может оказаться обогащение в тяжелых суспензиях.

При исследовании всех золото-сурьмяных руд необходимо испытывать отсадку и другие методы гравитационного обогащения измельченных материалов. Они позволяют извлекать как золото, так и сурьму. При подготовке руды следует избегать переизмельчения сурьмяных минералов, отличающихся, как известно, значительной хрупкостью и малой прочностью.

Наиболее эффективным способом обработки золото-сурьмяных руд является селективная флотация, позволяющая в ряде случаев получить отвальные хвосты и два концентрата — золотой и сурьмяный [113]. Последний должен содержать не менее 20% сурьмы. Концентраты с содержанием 50—60% сурьмы считают высококачественными.

На рис. 68 показаны возможные схемы селективной флотации золото-сурьмяных руд. Выбор той или иной схемы зависит от многих факторов — минеральных форм сурьмы, содержания в руде сульфидов других металлов, форм нахождения золота и др.

Схемы (рис. 68, а и б) предусматривают коллективную флотацию сурьмяных и золотосодержащих минералов с последующим разделением концентрата на сурьмяный и обогащенный золотом продукты. Коллективную флотацию проводят с ксантогенатами и вспенивателями в нейтральной или содовой среде при $pH=7 \div 8$. Полезно применять смесь ксантогенатов, а также ксантогенаты в сочетании с углеводородными маслами, талловым маслом, сланцевой смолой. В качестве активаторов следует испытать медный купорос и соли свинца (уксуснокислую или азотнокислую). Разделяют концентраты (при необходимости после доизмельчения) флотацией с подавлением минералов сурьмы (рис. 68, а) или золото-

содержащих сульфидов (рис. 68, б). Для подавления сурьмяных минералов испытывают известь или едкий натрий (рН более 9), сернистый натрий, динатрийфосфат, хромат калия в присутствии серной кислоты и цианид. Флотацию золотосодержащих сульфидов после этого можно активировать медным купоросом. Разрабатывая режим флотации по схеме, показанной на рис. 68, б, испытывают в качестве подавителей щелочи, цианид, цинковый купорос, а в качестве активаторов сурьмяных минералов — соли свинца (0,2—0,5 кг/т), медный купорос, цианид в небольших количествах, поверх-

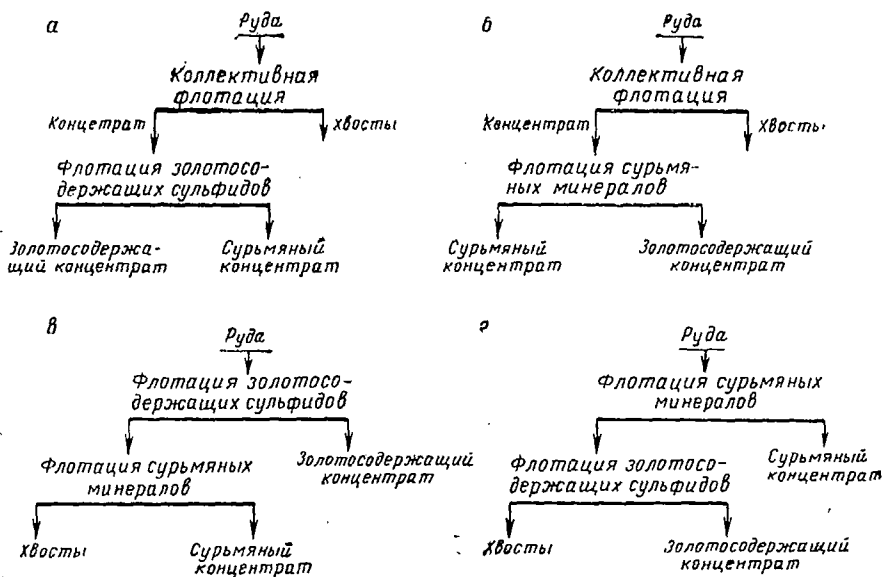


Рис. 68. Принципиальные схемы селективной флотации золото-сурьмяных руд

ностно-активные вещества (ОП-7, ОП-10, выравнитель А и др.).

Схема в (рис. 68) предусматривает прямую селективную флотацию руд с использованием указанных выше реагентов, а схема г (рис. 68) — флотацию сурьмяных минералов в кислой среде. Стибнит в кислой среде можно флотировать с одним вспенивателем, можно также использовать дитиофосфат, смеси ксантогенатов, диксантогенид, сланцевую смолу, углеводородные масла.

Некоторые золото-сурьмяные руды не поддаются обогащению по схемам селективной флотации. В этом случае можно ограничиться коллективной флотацией с получением отвальных по золоту и сурьме хвостов. Показатели флотации, как правило, улучшаются при проведении ее в две или три стадии. Для доизвлечения золота из хвостов флотации применяют цианирование.

Большие затруднения возникают при обработке руд, в которых сурьма (или значительная часть ее) представлена окислами. Окис-

лы сурьмы легко шламуются, поэтому гравитационное и флотационное извлечение их целесообразно вести по стадияльным схемам. При флотации окислов можно испытывать следующие реагенты: в качестве собирателей и вспенивателей — ксантогенаты с повышенным расходом и в смеси с углеводородными маслами, катионные реагенты (например, АНП-14) в слабокислой среде ($\text{pH}=6$), смеси омыленного таллового масла с ОП-7, ОП-10 и кубовыми остатками вышших жирных спиртов; в качестве активаторов — соли свинца, фтористый натрий, крахмал; в качестве регуляторов — соду, жидкое стекло, серную кислоту, кремнефтористый натрий.

Из частично окисленных руд можно выделить два флотационных концентрата — сульфидный, концентрирующий стибнит, и окисленный, концентрирующий окислы сурьмы. Дальнейшую обработку этих концентратов целесообразно проводить отдельно, так как по технологическим свойствам они могут существенно отличаться друг от друга. Так, например, из сульфидного концентрата сурьма хорошо выщелачивается сернистым натрием, в то время как вышшие окислы сурьмы этим реагентом практически не растворяются.

Гидрометаллургические способы чаще испытывают для извлечения сурьмы и золота из концентратов и промпродуктов, реже — из руд и хвостов флотации. Хорошим растворителем стибнита и некоторых окислов сурьмы является 8—10%-ный раствор сернистого натрия. Для приготовления раствора можно использовать технический реагент. Для этого навеску реагента растворяют при нагревании из расчета 200 или 250 г в 1 л воды, затем раствор отделяют от нерастворимого остатка (фильтрованием или отстаиванием с декантацией) и определяют в нем содержание сернистого натрия по плотности раствора или химическим анализом. Из полученного раствора разбавлением готовят рабочие растворы с заданной концентрацией сернистого натрия. Сурьму выщелачивают обычно при температуре 80—90°C и содержании твердого в пульпе не менее 33%; продолжительность выщелачивания составляет 1—2 ч. Убыль раствора в процессе выщелачивания (за счет испарения) восполняют водой.

Указанные параметры выщелачивания необходимо уточнять в каждом конкретном случае. При этом следует учитывать, что в процессе выщелачивания в раствор частично переходит и золото, которое в последующих операциях практически полностью теряется. В связи с этим режим выщелачивания должен обеспечивать не только максимально полное и быстрое растворение сурьмы, но и минимальный переход золота в раствор.

Остаток после выщелачивания промывают и в случае присутствия в нем золота цианируют. Иногда остаток перед цианированием необходимо обжигать для вскрытия золота, заключенного в пирите или в арсенипирите.

Золото-сурьмяные концентраты можно обжигать для возгонки сурьмы в виде трехоксида Sb_2O_3 . Обжиг следует проводить при ми-

нимальной температуре, чтобы избежать оплавления, снижающего степень вскрытия золота.

§ 8. Золото-урановые руды

Золото-урановые руды наряду с золотом содержат 0,01% и больше урана. Основная масса урана обычно представлена уранинитом (UO_2) и тухолитом (смесь урановых минералов с органическим веществом). Присутствующие в рудах гидроокислы железа часто обогащены тесно ассоциированными с ними окислами урана. Содержание пирита в рудах находится в пределах от долей процента до 3—5%. Золото преимущественно мелкое и крупное, но в ряде руд существенная часть его находится в тонкодисперсном состоянии и заключена в пирите.

При изучении вещественного состава руд очень важно определить, с какими минералами и компонентами руды связан уран. Часто уран сосредоточен в мелких и рыхлых фракциях, что позволяет концентрировать его грохочением крупной руды или классификацией измельченной. Эффективным способом обогащения крупной руды может оказаться радиометрическая сортировка.

Для концентрации золота и (в меньшей степени) урана целесообразно использовать гравитационное обогащение (отсадку, обогащение в тяжелых суспензиях и др.).

Принципиальные схемы обработки золото-урановых руд показаны на рис. 69. Схема *a* (рис. 69) является наиболее распространенной на действующих фабриках, перерабатывающих золото-уранопиритные руды [75, 143]. В соответствии со схемой руду цианируют. Из хвостов цианирования вначале выщелачивают уран, затем флотацией извлекают пирит, который затем обжигают, используя сернистый газ для получения серной кислоты, и огарок цианируют. Руду и огарок цианируют по обычному режиму. Уран выщелачивают серной кислотой при $pH=1 \div 1,5$ с добавкой окислителя, например пиролюзита. Длительность выщелачивания составляет 16—24 ч. Процесс можно ускорить подогреванием пульпы до 40—50°C. В условиях фабрик выщелачивают уран кислотой, получаемой на этих же фабриках в результате обжига пирита. Выщелачивать можно не всю массу хвостов цианирования, а уранопиритный концентрат, полученный из хвостов флотацией. Недостатком этого метода является переход во флотационный концентрат значительного количества кварца, активированного известью в процессе цианирования.

Схема *б* (рис. 69) приемлема для руд, при флотации которых можно получить отвальные по золоту и урану хвосты. При разработке режима флотации необходимо учитывать флотационные свойства всех форм золота и урана: свободного золота, золотосодержащих минералов, урановых минералов, урансодержащих гидроокислов железа и других компонентов. В связи с этим полезно последовательное или совместное использование в различных сочетаниях

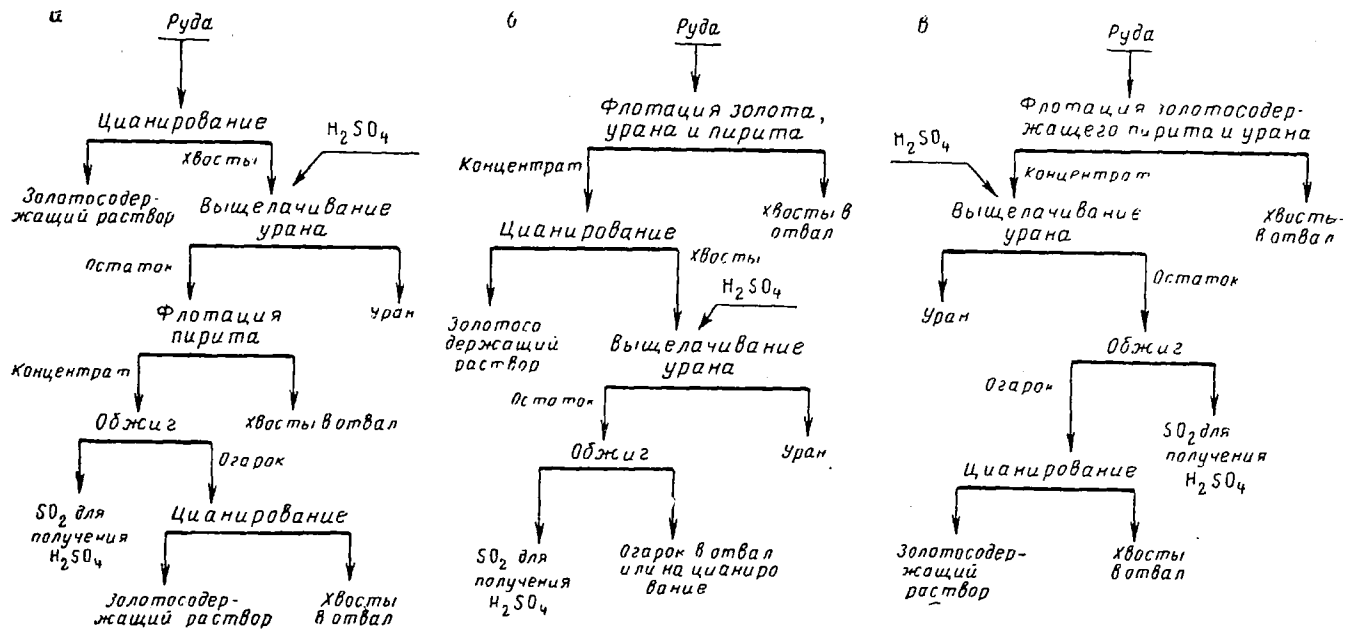


Рис. 69. Принципиальные схемы обработки золото-урановых руд

сульфгидрильных и оксигидрильных собирателей. Флотация протекает успешней в умягченной воде; оптимальное значение $pH=7$. Урансодержащие органические вещества флотируют с одним вспенивателем. Получающийся после выщелачивания урана остаток нередко содержит много шламов и мало пирита, что затрудняет его обжиг. Качество этого продукта можно улучшить обесшламливанием в гидроциклоне.

По схеме в (рис. 69) целесообразно испытывать руды, золото в которых преимущественно заключено в пирите и извлекается цианированием только после обжига.

§ 9. Золото-полиметаллические руды

Промышленно полезными компонентами золото-полиметаллических руд, помимо золота, наиболее часто являются медь, свинец, цинк, серебро и пирит, значительно реже — барит, мышьяк, вольфрам, висмут, турмалин. Золото в рудах преимущественно мелкое и тонкодисперсное, заключено в сульфидах — пирите, халькопирите, арсенопирите и др. Содержание серебра в рудах (десятки и сотни граммов на 1 т) часто повышается за счет присутствия серебросодержащего галенита. Серебро в галените может находиться в виде механической примеси тонкодисперсных минералов, таких преимущественно, как аргентит, миаргирит, матильдит, а также в виде твердого раствора.

При изучении вещественного состава руд необходимо подробно изучить свойства золота, в частности его крупность, а также связь его с серебром с минералами. Последнее наиболее надежно определяют анализом мономинеральных фракций и фазовым анализом. Методика фазового анализа золота и серебра в золото-полиметаллических рудах подробно описана в специальном руководстве [28].

Технология обработки золото-полиметаллических руд должна обеспечивать извлечение наряду с золотом всех других ценных компонентов в самостоятельные продукты. Задача усложняется тем, что условия обработки руд, оптимальные для извлечения цветных металлов, не всегда благоприятны для извлечения золота. В связи с этим технологические исследования золото-полиметаллических руд сопровождаются значительными трудностями.

Руды с тонкодисперсным золотом исследуют в первую очередь как руды цветных металлов. Золото в них обычно заключено в сульфидах (пирите, халькопирите, галените и др.). Содержание его не превышает 2—3 г/т. Повышая извлечение меди и свинца, соответственно повышают извлечение и золота, связанного с сульфидами этих металлов.

В некоторых рудах доля золота, связанного с пиритом, достигает 60 и даже 80%. Часть этого золота можно извлечь за счет перевода ограниченного количества золотосодержащего пирита в медный или свинцовый концентраты. Такой прием, естественно, ведет к снижению качества концентратов и редко бывает оправдан.

Более целесообразно получать золотосодержащий пирит в качестве самостоятельного продукта и подвергать его специальной обработке, обеспечивающей комплексное извлечение всех ценных компонентов.

Для получения пиритного продукта испытывают флотацию и обогащение в гидроциклоне. Если пирит необходимо флотировать из сильно-щелочной среды (например, из хвостов цинковой флотации), то для снижения рН до 6—7 применяют кремнефтористый натрий, железный купорос, сернистый газ, серную кислоту.

Руды с полидисперсным золотом исследуют, применяя гораздо большее число методов, направленных на извлечение золота.

Для извлечения крупного свободного золота испытывают отсадку и другие гравитационные методы обогащения. При этом следует выяснить влияние, которое оказывает гравитационное обогащение на общее извлечение золота. Как правило, выделение крупного золота перед флотационным обогащением золото-полиметаллических руд сокращает потери металла с хвостами флотации.

Гравитационные методы могут оказаться целесообразными и для обогащения продуктов флотации (коллективных, черновых и готовых концентратов). Золото из коллективных концентратов полезно извлекать тогда, когда необходимо сократить переход его в камерный продукт при последующей селективной флотации. Гравитационное обогащение черновых концентратов и промпродуктов может сократить потери золота соответственно в промпродукты и хвосты. Гравитационное обогащение готовых концентратов может быть целесообразным при условии, что золото из гравитационного концентрата будет извлечено с большим эффектом, чем из флотационного.

Мелкое золото, свободное и в сростках, извлекают флотацией или цианированием. Флотацией свободное золото стремятся перевести в такие концентраты, из которых оно будет эффективно извлечено при последующей обработке. Такому условию больше отвечают медный и свинцовый концентраты. Однако получение этих концентратов связано с применением таких вредных для флотации золота реагентов, как известь, цианид, сернистый натрий. В связи с этим при флотации золотосодержащих руд указанные реагенты следует применять с минимально возможным расходом или заменять их другими. В некоторых случаях, например, известь можно заменить содой. Используемый при разделении медно-свинцовых концентратов цианид, вызывающий растворение золота, можно частично заменить сернистым натрием или исключить совсем, переходя на сульфитный способ разделения.

Из некоторых золото-полиметаллических руд флотацией с небольшим расходом сульфгидрильного собирателя (5—10 г/т) и вспенивателя (а иногда с одним вспенивателем) можно получить продукт с высоким содержанием золота и других полезных минералов, например халькопирита. Такой продукт без перечисток объединяют с готовым концентратом.

Золотосодержащий пирит из руд с полидисперсным золотом можно также извлекать как флотацией, так и обработкой в гидрориклоне.

Существенного повышения извлечения золота и серебра из золото-полиметаллических руд можно достичь цианированием. Цианируют хвосты флотации или их песковые фракции, промпродукты флотации, пиритные и цинковые концентраты, специально выделяемые флотацией золотые концентраты [123]. В некоторых случаях цианируют непосредственно руды, а хвосты цианирования затем подвергают селективной флотации. Таким способом можно обрабатывать, в частности, отдельные золото-медно-вольфрамовые руды [5].

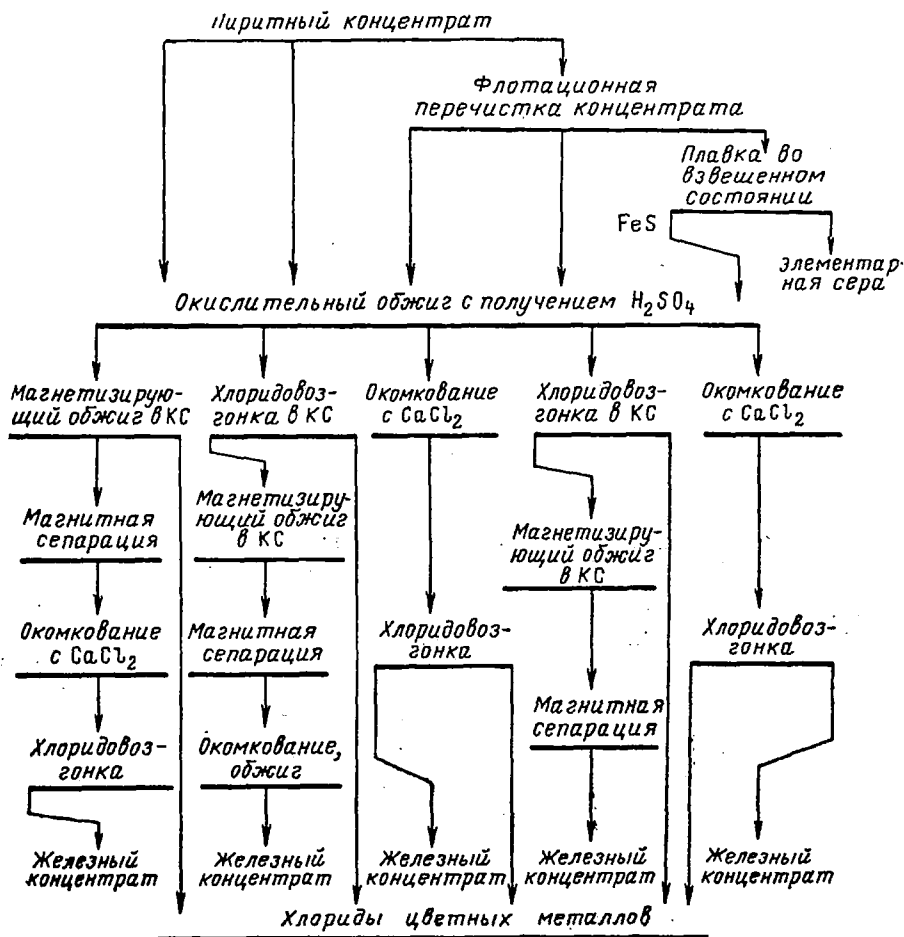


Рис. 70. Схемы переработки комплексных золотосодержащих пиритных концентратов

Пиритные концентраты, получаемые из золото-полиметаллических руд, помимо золота, серы и железа обычно содержат еще ряд ценных элементов (серебро, медь, свинец, цинк, кобальт), попутное извлечение которых является практически важной, но трудной задачей.

При исследовании концентратов первоначально выясняют возможность извлечения из них золота цианированием. Цианированию подвергают концентраты без измельчения и после измельчения до крупности не мельче 95—98% — 0,04 мм. В некоторых случаях цианирование

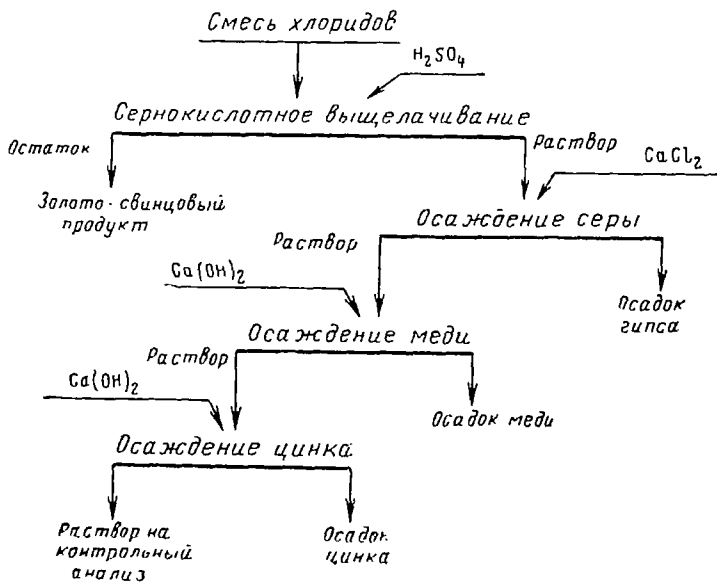


Рис. 71. Принципиальная схема гидрометаллургической обработки хлоридов, получаемых хлоридовозгонкой из пиритных огарков

нирование позволяет извлекать до 50—60% золота, однако чаще этот способ является малоэффективным.

Обычно первой операцией обработки пиритных концентратов является окислительный обжиг с получением сернистого газа для производства серной кислоты. Возможные схемы обработки получаемых в результате обжига огарков показаны на рис. 70 [97].

Эффективным способом обработки огарков является хлоридовозгонка с последующим сернокислотным выщелачиванием ряда элементов из смеси хлоридов [26]. Огарки смешивают с NaCl или CaCl₂ и выдерживают при температуре 1000—1100°C необходимое для отгонки хлоридов время. Хлориды улавливают и подвергают гидрометаллургической обработке для извлечения ценных компонентов в самостоятельные продукты. Принципиальная схема такой обработки показана на рис. 71. Ориентировочный режим отдельных операций следующий:

сернокислотное выщелачивание кислотой концентрацией 20 г/л при температуре 20°C, длительность выщелачивания 1—2 ч;

осаждение серы добавлением хлористого кальция и последующего перемешивания раствора при температуре 20°C в течение 0,5—1 ч;

осаждение меди известковым молоком при $\text{pH}=4,5 \div 5$, длительность перемешивания 2—3 ч;

осаждение цинка известковым молоком при $\text{pH}=10$, длительность перемешивания 1,5—2 ч.

Распространенный способ переработки огарков заключается в хлорирующем обжиге с последующим выщелачиванием ценных элементов. Огарки смешивают с NaCl или CaCl_2 и обжигают при температуре 550—600°C. Затем проводят сернокислотное выщелачивание, в результате которого в раствор переходят медь, серебро, цинк и кобальт. Извлечение серебра тем выше, чем больше NaCl в шихте при обжиге или чем выше концентрация этой соли в растворе при выщелачивании. Золото из остатка можно извлечь хлорированием в водной среде.

Некоторые огарки, в первую очередь огарки с повышенным содержанием золота и серебра, можно направлять в качестве флюса в плавку на свинцовые и медеплавильные заводы. Золото и серебро при этом концентрируются в свинце или меди и извлекаются затем при рафинировании этих металлов.

Цианировать целесообразно огарки после тщательной промывки их водой или кислотами (H_2SO_4 , H_2SO_3).

МИНЕРАЛЫ ЗОЛОТА

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
Самородное золото	Обычные примеси: Ag, Cu, Fe, Te, Se, реже Bi, Pt, Ir, Rd и др.	15,6—18,3	2—3; ковкое	В результате примеси Fe бывает магнитным; хороший проводник электричества; в HCl и HNO ₃ не растворяется, растворяется в царской водке, H ₂ SeO ₄ , хлорной воде
Разновидности самородного золота Электрум	Au, Ag Содержит от 20—25 до 30—40% Ag	12,5—15,6	2—3; ковкий	Температура плавления 1061° при содержании Ag 35,4% и 1046° при содержании Ag 39,9%
Порпечит	Au, Pd Содержит до 11,6% Pd	15,7	3; ковкий	
Купроаурид и аурикуприд	Природные твердые растворы Au и Cu; близки по составу к медистому золоту AuCu ₃ , часто в смеси с золотистой медью		2—3; ковкий	
Бисмутаурит	При содержании Bi до 4% — твердый раствор; при более высоких содержаниях — смесь твердого раствора с самородным Bi			По свойствам почти не отличается от самородного золота
Родит	Содержит до 43% Rh, возможно является смесью Au с Rh	15,5—16,8	Хрупкий	
Иридиевое золото	Содержит до 30% Ir, возможно является смесью Au с Ir	21,7		
Платинистое золото	Содержит до 10% Pt; возможно является смесью Au с Pt	19,5		

Продолжение приложения 1

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
Интерметаллические соединения				
Амальгама золота	Au_2Hg_3	15,5	Мягкие частицы и шарики, жидкая масса, кристаллы	
Мальдонит	Au_2Bi ; преимущественно представлен смесью Au с Bi	8,2—9,7	1,5—2	Растворяется только в царской водке. Очень редкий
Теллуриды				
Калаверит	$AuTe_2$	9,1—9,4	2,5—3; хрупкий	Разлагается HNO_3 с образованием осадка Au. Температура плавления $464^\circ C$
Креннерит	$(Au, Ag)Te_2$	8,6	2,5; хрупкий	
Сильванит	$(Au, Ag)Te_4$	8,1—8,2	2, хрупкий	Разлагается HNO_3 с образованием осадка Au
Петцит	$Ag_3 AuTe_2$	8,7—9,4	2,5—3; слегка ковкий до хрупкого	Разлагается HNO_3 с образованием осадка Au
Мутманнит	$(Ag, Au)Te$	Не известен	2,5	Редкий
Монтбрейит	Au_2Te_3	9,9	2,5; очень хрупкий	
Нагиагит	$Pb_5 Au (Te, Sb)_4 S_{5-8}$ (формула точно не установлена)	7,5	1,5; пластинчатые выделения, гибкие	Растворяется в царской водке, разлагается HNO_3 с образованием осадка Au

АНТИМОНИДЫ

Ауростибит	$AuSb_2$	9,9	3—4; хрупкий	Редкий
------------	----------	-----	--------------	--------

МИНЕРАЛЫ СЕРЕБРА *

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
Самородное серебро	Ag Наиболее частые примеси: Au, Hg, Sb, Bi, Cu, As, Pt	10,1—11,1	2,5—3; ковкое	Растворяется в HNO ₃ . Наилучший проводник электричества
Разновидности самородного серебра:				
кюстелит	Содержит до 10% и выше Au в виде твердого раствора	11,3—13,1	2,—2,5	
консбергит	Содержит до 5% Hg			
аркверит	Содержит до 13% Hg	10,8	Ковкий и мягкий	
бордозит	Содержит до 30,7% Hg		Хрупкий	
анимикит	Содержит до 11% Sb в виде твердого раствора	9,4		
члленит	Содержит до 5% Bi, более высокое содержание — за счет механической примеси самородного Bi			
Интерметаллические соединения				
Мошелландсбергит	Ag ₂ Hg ₃ Иногда содержит примесь свободной ртути	13,5—13,7	3,5; хрупкий	Растворяется в HNO ₃ Редкий
Амальгама серебра	Ag, Hg	13,7—14,1	3; хрупкая до слегка ковкой	Растворяется в HNO ₃ Редкая
Дискразит	Ag ₃ Sb Часто содержит примеси твердых растворов Sb в Ag или Ag в Sb	9,6—9,8	3,5	Разлагается HNO ₃ с выделением Sb ₂ O ₃ Редкий
Новакит	(Cu, Ag) ₄ As ₃	6,7	3—3,5	При нагревании распадается до плавления

* В перечень не включены очень редкие и малоизученные минералы.

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
Сульфиды				
Простые сульфиды: акантит	Ag_2S	7,2	2—2,5; гибкий и ковкий	
аргентит	Ag_2S	7,2—7,4	2—2,5; гибкий и ковкий	Устойчив при температуре выше 179°; встречающийся в природе представляет или параморфозы акантита по аргентиту, или собственно акантит
Сложные сульфиды: штроейерит	$\text{Ag}_1 - x \text{CuS}$ (x от 0 до 0,1)	6,1—6,3	2,5—3; Хрупкий	Растворяется в HNO_3 . Плохой проводник электричества
аргиродит и канфильдит	Ag_8GeS_6 и Ag_8SnS_6	5,6 и 6,2	2,5; хрупкие	Являются крайними членами изоморфного ряда. Редкие
прусит	Ag_3AsS_3	5,5—5,6	2—2,5; хрупкий	Разлагается HNO_3 с выделением S. Плохо проводит электричество
пираргирит	Ag_3SbS_3	5,8—5,9	2,—2,5; очень хрупкий	Разлагается HNO_3 с выделением S и Sb_2O_3 . Температура плавления 486°С. Плохой проводник электричества
ксантоконит	Ag_3AsS_3	5,5	2—3; хрупкий	Редкий
миаргирит	AgSbS_2	5,1—5,3	2—2,5; хрупкий	Разлагается концентрированной HNO_3 с выделением S и Sb_2O_3 . При 381°С переходит в другую модификацию. Температура плавления 519°С

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
матильдит	AgBiS_2	6,9	2,5; хрупкий	Растворяется в HNO_3 . При 210°C переходит в другую модификацию. Редкий
динафорит	$\text{Ag}_3\text{Pb}_2\text{Sb}_3\text{S}_9$	6	2,5 - 3; хрупкий	Разлагается HNO_3 с выделением PbSO_4 . Легкоплавкий. Редкий
андорит	$\text{AgPbSb}_3\text{S}_6$	5,2 - 5,4	3 - 3,5; хрупкий	Растворяется в HCl с выделением S и Sb_2O_3 . Легкоплавкий. Редкий
штернбергит	AgFe_2S_3	4,1 - 4,2	1 - 1,5	Разлагается царской водкой с выделением S и AgCl . Редкий
аргентопирит	AgFe_2S_3	4,2	3,5 - 4 хрупкий	Хороший проводник электричества. Слабомагнитен. Редкий
бетехтинит	$(\text{Cu}, \text{Fe})_{11}(\text{Pb}, \text{Ag})_7\text{S}_{18}$ (формула точно не установлена)	6,1		Редкий
ялпант	Ag_3CuS_2	6,8 - 6,9	2,5; ковкий и гибкий	Растворяется в HNO_3 , разлагается HCl с выделением AgCl . Хороший проводник электричества
пирсент	$(\text{Ag}, \text{Cu})_{16}\text{As}_2\text{S}_{11}$	6 - 6,3	3; хрупкий	
полибазит	$(\text{Ag}, \text{Cu})_{16}\text{Sb}_2\text{S}_{11}$	6,3	2 - 3; хрупкий	
стефанит	Ag_5SbS_4	6,2 - 6,3	2 - 2,5; хрупкий	
самсонит	$\text{Ag}_4\text{MnSb}_2\text{S}_6$	5,5	2,5; хрупкий	
франкент	$\text{Pb}_5\text{Sn}_3\text{Sb}_2\text{S}_{14}$	5,9	1 - 2; слегка ковкий, гибкий, но не эластичный	Разлагается горячей HNO_3 с выделением окислов Sb и Sn

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
овинхит	$Ag_2Pb_5Sb_6S_{15}$	6,2—6,3	2,5; очень хрупкий	
Селениды				
Эвкайрит	$AgCuSe$	7,6—7,8	2,5; ковкий	Растворяется в горячей концентрированной HNO_3 . При 190—195°C переходит в высокотемпературную модификацию
Крукесит	$(Cu, Tl, Ag)_2Se$	6,9	2—3; хрупкий	Растворяется в HNO_3 , но не растворяется в HCl
Науманит	Ag_2Se	7—8	2,5	При температуре 133°C переходит в высокотемпературную модификацию. Редкий
Агвиларит	Ag_4SeS	7,4—7,6	2,5	
Теллуриды				
Гессит	Ag_2Te	8,2—8,4	2—3; режется ножом	Растворяется в HNO_3 . При 150°C переходит в высокотемпературную модификацию. Температура плавления 955—959°C
Креннерит	$(Au, Ag)Te_2$	8,6	2,5; хрупкий	
Сильванит	$AuAgTe_4$	8,1—8,2	2; хрупкий	Разлагается HNO_3 с образованием осадка Au
Петцит	Ag_3AuTe_2	8,7—9,4	2,5—3; слегка ковкий до хрупкого	Разлагается HNO_3 с образованием осадка Au

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
Галогениды				
Хлораргирит	AgCl	5,5	2,5; ковкий	Плохой проводник электричества: диэлектрическая постоянная 12,6; магнитная восприимчивость $0,28 \cdot 10^{-6}$. В кислотах почти не растворяется, растворяется в NH_4OH (даже в разбавленном растворе), NH_4Cl , KCN , $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$. Температура плавления 455°C
Бромаргирит	AgBr	6,3	2,5—3; ковкий	Электрический ток не проводит; легко растворяется только в концентрированной NH_4OH . Температура плавления 434°C . Хлораргирит и бромаргирит являются крайними членами непрерывного ряда изоморфных смесей AgCl и AgBr; средние члены объединены под названием эмболит
Эмболит	Ag(Cl, Br)	5,8	Хрупкий	По физическим свойствам занимает промежуточное положение между хлораргиритом и бромаргиритом
Йодаргирит	AgI	5,5	1—1,5; гибкий	Непроводник электричества; слабо растворяется при кипячении в растворе KCl или NaCl, растворяется в концент-

Минерал	Формула, состав	Плотность	Твердость	Другие свойства
				рированном KJ; при нагревании разлагается концентрированной HNO_3 и H_2SO_4 с образованием AgNO_3 или Ag_2SO_4 ; при 146°C переходит в высокотемпературную модификацию. Температура плавления 552°C
Майерсит	$(\text{Ag}, \text{Cu})\text{J}$	5,6	2,5; хрупкий	В разбавленной HNO_3 не растворяется
Болеит	$\text{Pb}_3\text{Cu}_3\text{AgCl}_7(\text{OH})_6$ (формула точно не установлена)	5,1	3	Растворяется в HNO_3
Перцилит	$\text{Pb}_3\text{Cu}_3\text{AgCl}_7(\text{OH})_6$	5—5,2	2—3,5	Растворяется в избытке HNO_3 и в H_2SO_4
Сульфаты				
Аргенто-ярозит	$ \text{AgFe}_3^{3+} [\text{SO}_4]_2[\text{OH}]_6 $	3,6		

Вес пульпы в зависимости от содержания и плотности
твердой фазы

Весовое содержание твердой фазы (С), %	Отношение веса жид- кой фазы к весу твер- дой R	Вес, (г) 1 л пульпы при плотности твердой фазы							
		2,6	2,7	3	3,4	3,8	4,2	4,6	5
8	11,5	1052	1053	1056	1060	1063	1065	1067	1068
10	9,0	1065	1067	1071	1076	1080	1082	1085	1087
12	7,3	1080	1082	1087	1093	1097	1101	1104	1106
14	6,1	1094	1097	1103	1110	1115	1119	1123	1126
16	5,2	1109	1112	1119	1127	1134	1139	1143	1147
18	4,6	1125	1128	1136	1146	1153	1159	1164	1168
20	4,0	1140	1144	1154	1164	1173	1180	1186	1190
22	3,5	1157	1161	1172	1184	1193	1201	1208	1214
24	3,2	1173	1178	1190	1204	1215	1224	1231	1238
26	2,8	1190	1196	1210	1225	1237	1247	1255	1263
28	2,6	1209	1214	1230	1246	1260	1271	1281	1289
30	2,3	1226	1233	1250	1269	1284	1296	1307	1316
32	2,1	1245	1252	1271	1292	1309	1322	1334	1344
34	1,9	1264	1272	1293	1316	1334	1350	1363	1374
36	1,8	1284	1293	1316	1341	1361	1370	1392	1404
38	1,6	1305	1315	1340	1367	1389	1408	1423	1473
40	1,5	1326	1337	1363	1393	1418	1438	1456	1471
42	1,4	1348	1360	1389	1421	1443	1471	1490	1506
44	1,3	1372	1383	1415	1451	1480	1504	1525	1543
46	1,2	1395	1408	1443	1481	1513	1540	1563	1582
48	1,1	1419	1433	1471	1512	1547	1577	1602	1623
50	1,0	1444	1459	1500	1545	1583	1615	1643	1667
52	0,92	1471	1487	1531	1580	1621	1656	1686	1712
54	0,85	1498	1515	1563	1616	1661	1699	1732	1761
56	0,79	1526	1545	1596	1654	1703	1744	1780	1812
58	0,72	1555	1575	1631	1693	1746	1792	1831	1866
60	0,67	1585	1607	1667	1735	1792	1842	1885	1923
62	0,61	1617	1640	1705	1778	1841	1895	1943	1984
64	0,56	1650	1675	1745	1824	1892	1952	2003	2049
66	0,52	1684	1717	1736	1872	1947	2011	2068	2119
68	0,47	1719	1749	1830	1923	2004	2075	2138	2193
70	0,43	1775	1788	1875	1977	2065	2143	2212	2273

ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ РАБОТЕ С РТУТЬЮ

Причинами отравления ртутью могут быть вдыхание паров металлической ртути, попадание в организм человека металлической ртути или ее солей. Симптомами острого отравления ртутью является головокружение, слабость, расстройство сердечной деятельности, дрожание пальцев, усиленное слюнотечение, болезненность в деснах.

В случае отравления необходимо срочно вызвать врача, а до его прихода вывести пострадавшего на свежий воздух и дать ему молока.

Для предупреждения отравления при работе с ртутью необходимо соблюдать следующие правила:

1. Запасы ртути следует хранить в герметических сосудах на специальном складе, расположенном вне рабочего помещения лаборатории.

2. Все работы с ртутью (солями ртути и амальгамой) должны проводиться в отдельной, специально выделенной для этой цели комнате, оснащенной хорошей общей вентиляцией и оборудованной вытяжным шкафом. Под комнаты должен быть непроницаемый для ртути, для чего его покрывают полиэтиленом или линолеумом; стены и потолок должны быть окрашены масляной краской. Воздух в комнате регулярно анализируют на содержание паров ртути.

3. Столы для работы с ртутью и амальгамой должны иметь гладкую без щелей поверхность с бортиками высотой 15—20 мм по краям. В крышке стола должно быть отверстие, закрываемое пробкой. Под отверстие ставят сосуд с водой. На столе в кювете из оргстекла или другой пластмассы устанавливают весы для взвешивания ртути и амальгамы.

4. Ртуть в лаборатории следует хранить в прочной склянке под водой. Склянку закрывают резиновой пробкой. Количество ртути в лаборатории не должно превышать недельного расхода.

5. Навески ртути необходимо отбирать снабженной резиновым баллончиком пипеткой с тонким капилляром.

6. Пролитая ртуть должна быть немедленно собрана пипеткой или амальгамированной серебряной пластинкой. Места загрязнения ртутью заливают насыщенным раствором хлорного железа или, где это возможно, раствором азотной кислоты (1 : 1). Через сутки эти места промывают водой.

7. Амальгамацию, сопровождающуюся выделением газов (например, амальгамацию в кислой среде), нельзя проводить в закрытых склянках. Газы могут разорвать склянку, что приведет к загрязнению помещения ртутью.

8. Отмывать амальгамы от хвостов следует в резиновых перчатках.

9. Разваривать амальгаму (обрабатывать азотной кислотой при нагревании) допускается лишь в вытяжном шкафу. Ртуть из азотнокислого раствора можно регенерировать восстановлением цинковой стружкой.

10. После работы с ртутью необходимо руки и лицо тщательно вымыть теплой водой с мылом и прополоскать рот.

ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ РАБОТЕ С ЦИАНИСТЫМИ СОЕДИНЕНИЯМИ

Причинами отравления цианистыми соединениями могут быть вдыхание паров синильной кислоты, попадание цианистых соединений в организм через порезы или вместе с пищей и водой. Симптомами отравления в легких случаях являются раздражение слизистых оболочек глаз и верхних дыхательных путей, слюнотечение, головная боль, рвота, сердцебиение, одышка. При тяжелых отравлениях, кроме того, наблюдается онемение рта, помутнение и потеря сознания, судороги, учащенный пульс, расширение зрачков, бледность лица, появление пены, потеря чувствительности и рефлексов, понижение температуры тела, остановка дыхания и смерть.

Подготовка реактивов для противоядия:

а) готовят 23%-ный раствор сернокислой закиси железа (FeSO_4) и наливают 30 мл этого раствора в склянку из темного стекла с притертой или резиновой пробкой;

б) готовят 5%-ный раствор щелочи (KOH или NaOH) и наливают 30 мл этого раствора в склянку с притертой пробкой;

в) засыпают в бумажный пакет или колбочку 2 г порошка окиси магния (MgO).

Реактивы хранят в шкафу вместе с металлической кружкой емкостью 0,5 л, металлической ложкой и шпателем.

Растворы сернокислой закиси железа и щелочи необходимо менять каждый месяц или чаще, не допуская появления в них осадков.

Приготовление и применение противоядия. В случае отравления необходимо немедленно вызвать врача. Одновременно необходимо как можно скорее приготовить противоядие и дать его пострадавшему. Для этого в кружку быстро выливают содержимое обеих склянок и засыпают окись магния. Размешав смесь ложкой, дают выпить ее пострадавшему. Если пострадавший не может сам выпить противоядие, его кладут на спину, шпателем разжимают зубы и вливают смесь в рот небольшими порциями. Спустя 5 мин после принятия противоядия у пострадавшего вызывают рвоту.

Правила работы с цианистыми соединениями

1. Запасы цианистых соединений необходимо хранить в герметически закрытых сосудах на специальном складе, расположенном вне рабочего помещения лаборатории.

2. Работы с цианистыми соединениями должны проводиться в комнате, оснащенной хорошей общей вентиляцией и оборудованной вытяжным шкафом. В этой комнате нельзя работать с кислотами или хранить их, нельзя также принимать пищу, пить и курить. В комнате на видном и легко доступном месте должен находиться шкаф с противоядием и рядом — инструкция по приготовлению и применению противоядия.

3. Запас цианистых соединений в лаборатории не должен превышать недельного расхода. Цианистые соединения должны находиться под замком в хорошо вентилируемом шкафу или сейфе под ответственностью одного работника.

4. Растворение цианистых соединений следует производить только в вытяжном шкафу, причем занятый на этой операции работник должен быть в резиновых перчатках и в противогазе или респираторе.

5. Все цианистые растворы в лаборатории должны содержать защитную щелочь и по возможности находиться в закрытых сосудах. Сосуды с цианистыми растворами и пульпами (склянки, колбы, перемешиватель и др.) должны иметь четкие надписи, указывающие на высокую токсичность содержимого.

6. Порции цианистых растворов для титрования и других целей следует отбирать только пипетками с резиновыми баллончиками. Засасывать раствор в пипетку ртом категорически запрещается.

7. Использованные цианистые растворы и пульпы следует собирать в специальный сосуд и обезвреживать, заливая крепким раствором перманганата калия. Всю посуду из-под цианистых растворов и пульп также обезвреживают и затем моют.

8. После работы с цианистыми соединениями руки и лицо необходимо тщательно вымыть теплой водой с мылом.

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

МЕРЫ ВЕСА, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ ДЛЯ ОЦЕНКИ СОДЕРЖАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ В РУДАХ

1 унция (ounce, oz) = 31,1035 г

1 пеннивайт (pennyweight, dwt) = 1,5552 г

1 т (метрическая тонна) = 1000 кг
1 б. т. (большая тонна — long ton) = 1016 кг
1 м. т. (малая тонна — short ton) = 907,18 кг
1 ppm (1 часть на миллион 1 parts per million) = 1 г/т
1 г/т = 0,0001 %
1 унция/б. т. = 30,61 г/т
1 унция/м. т. = 34,28 г/т
1 пенниуйт/б. т. = 1,53 г/т
1 доллар/м. т. = 0,98 г/т

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агеев В. Г., Михин Я. Я. Пирометаллургический способ переработки богатых золотосодержащих концентратов. «Цветные металлы», 1959, № 2.
2. Агеев В. Г., Свистунов Н. В. Извлечение золота и мышьяка из упорной охристой руды. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1959, № 4.
3. Адамский П. С., Курочкин М. Г. Обогащение золотосодержащих руд в тяжелой суспензии. Бюлл. «Цветная металлургия», 1967, № 2.
4. Альбов М. Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1965.
5. Анисимов С. М., Свистунов Н. В. Способ переработки медно-вольфрамовых золотосодержащих руд. Бюлл. «Цветная металлургия», 1966, № 10.
6. Ариушкина Е. В. Руководство по химическому анализу почв. М., изд-во МГУ, 1962.
7. Барышев Н. В., Каллистов П. Л. К вопросу о надежных весах проб золотых руд. «Цветные металлы», 1938, № 12.
8. Барышева К. Ф. Исследование упорных золотых руд. М., Госметаллургияиздат, 1939.
9. Барышников И. Ф. Важный резерв дополнительного извлечения металлов. «Цветные металлы», 1959, № 1.
10. Башенко Н. Т. Проверка и уточнение существующей методики определения площади сгущения для глинистых золотосодержащих руд и баритсодержащих концентратов после цанирования. Тр. НИГРИЗОлото, вып. 22. М., изд. НИГРИЗОлото, 1957.
11. Бергер Г. С., Ефимов И. А. Методы выделения мономинеральных фракций. М., Госгеолтехиздат, 1963.
12. Берлинский А. И. и др. Магнетогидростатическая сепарация золота, сульфидных и порообразующих минералов. Тр. ЦНИГРИ, вып. 82, М., изд. ЦНИГРИ, 1969.
13. Берлинский А. И., Шинкаренко Н. М. Об эффективности применения кислого и щелочного жидкого стекла для флотации несulfидных руд. Бюлл. «Цветная металлургия», 1964, № 2.
14. Буянов В. И. и др. Применение хлоридовозгонки в кипящем слое для переработки упорных золотосодержащих концентратов. Бюлл. «Цветная металлургия», 1967, № 13.
15. Василевский М. М. Определение удельного веса твердых тел по микронавескам. «Заводская лаборатория», 1960, № 10.
16. Волынский И. С. Определение рудных минералов под микроскопом. т. 3. М., Госгеолиздат, 1949.
17. Воскресенский П. И. Техника лабораторных работ. М., «Химия», 1966.
18. Галанкина Е. А., Бугрова В. И. К вопросу повышения точности приборного анализа. Бюлл. «Цветная металлургия», 1965, № 2.
19. Глембоцкий В. А., Кошербаев К. Т. Повышение эффективности флотации сульфидных руд применением способа раздельной обработки различных фракций полидисперсной пульпы. Изв. вузов, «Горный журнал», 1964, № 5.

- 20 Головин А. А. и др. Некоторые замечания по обработке руд типа «железных шляп» цианированием. Тр. УПИ, вып. 134. Свердловск, изд. УПИ, 1963.
21. Горюшкина С. Я., Лопатин А. Г. Определение степени промывистости материала россыпных месторождений золота. Бюлл. «Цветная металлургия», 1969, № 2.
22. Гуляихин Е. В., Глушков А. Г. Лабораторная установка для обогащения в тяжелых суспензиях. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 6.
23. Гуляихин Е. В., Глушков А. Г. Полупромышленная установка для обогащения руд в тяжелых суспензиях. Бюлл. «Цветная металлургия», 1971, № 12.
24. Гучетль И. С., Лезгинцев Г. М. Основные направления в развитии технологии переработки золотосодержащих руд. «Цветные металлы», 1968, № 7.
25. Даванков А. Б., Лауфер В. М. Определение драгоценных металлов с помощью ионитов. «Заводская лаборатория», 1956, № 7.
26. Давыдовская Е. А. и др. Переработка пиритных огарков. М., изд. ин-та Цветметинформация. 1960.
27. Доливо-Добровольский В. В., Клименко Ю. В. Рациональный анализ руд. М., Металлургиздат, 1947.
28. Ефимова М. Г., Ревякина В. П. Инструкция по проведению рационального анализа золота и серебра в полиметаллических рудах и продуктах их обогащения. М., изд. ин-та Цветметинформация, 1969.
29. Зеленев В. И., Калашникова Т. М. и др. Флотационное извлечение теллура и висмута из золотой руды. Тр. ЦНИГРИ, вып. 70, М., «Недра», 1967.
30. Зеленев В. И. Классификация золотых руд по свойствам, определяющим технологию обработки. Тр. ЦНИГРИ, вып. 77, М., изд. ЦНИГРИ, 1967.
31. Зеленев В. И. и др. Флотация золотых руд способом пенной сепарации. «Цветные металлы», 1970, № 1.
32. Зеленев В. И. Установление условий использования оборотных растворов при цианировании. В сб. материалов по технической информации и обмену опытом, вып. 53. М., ОБТИ Главзолото, 1957.
33. Зеленев В. И., Штринева З. М. Гидрометаллургическое извлечение теллура из теллуридсодержащих продуктов. «Цветные металлы», 1961, № 12.
34. Зырянов М. Н., Нивин А. П. Испытание процесса хлоридовозгонки на различных типах упорных золотосодержащих концентратов. «Цветные металлы», 1972, № 3.
35. Иванов А. А. Опыт применения электронно-микроскопического метода в исследовании рудных минералов. Зап. Всес. минер. об-ва, вып. 3, 1951.
36. Иванов В. Д., Шевченко В. Я. Полупромышленный образец барабанного концентрата. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 14.
37. Иванов Г. И., Седченко А. М. Механический истиратель проб конструкции ВНИИЦветмета. Бюлл. «Цветная металлургия», 1962, № 22.
38. Ивановский М. Д., Зефиоров А. П. Металлургия золота. М., ОНТИ, 1938.
39. Игнатьева С. Н., Коган Д. И. Испытания вспенивателя Т-66 на золотосодержащих рудах. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 13.
40. Каковский Н. А. и др. Флотация золотых руд, содержащих углистые или графитизированные сланцы. Бюлл. «Цветная металлургия», 1958, № 22.
41. Каковский И. А., Поташников Ю. М. Исследование кинетики растворения сульфида серебра в растворах цианида калия. Изв. АН СССР, серия «Металлургия и топливо», 1962, № 3.
42. Каллистов П. Л. Методы экспериментального определения рациональных схем обработки проб. «Советская геология», 1938, № 10.
43. Каллистов П. Л. Технологическое опробование золотосодержащих месторождений. М., ОБТИ Главзолото, 1953.
44. Кершанский И. И. Переработка сульфидных золотосодержащих и свинцовых концентратов методом электроплавки. «Цветные металлы», 1962, № 3.
45. Колесников Н. А. и др. Двухстадийный обжиг в кипящем слое упорных золото-мышьяковых концентратов. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 3.

46. Коновалов Г. С. Пипетка для отбора ядовитых и радиоактивных растворов. «Заводская лаборатория», 1958, № 10.
47. Кореннова Н. Г. Микроспектральный метод определения пробности мелких золотин. Тр. ЦНИГРИ, вып. 79. М., изд. ЦНИГРИ, 1968.
48. Краснов В. И. и др. Термоэлектрический способ определения пробности золота. «Разведка и охрана недр». 1969, № 5.
49. Краснов Д. А. Закономерности распределения минеральных зерен при сокращении и определение веса проб полезных ископаемых. Зап. ЛГИ, т. 32, вып. 3, 1956.
50. Лавров Б. М. и др. Промышленные испытания селективной флотации золото-медистого пирротинового концентрата. «Цветные металлы», 1966, № 12.
51. Ланцев И. П. и др. Количественное спектральное определение мышьяка, теллура, сурьмы и свинца в природном золоте. Тр. ЦНИГРИ, вып. 98. изд. ЦНИГРИ, 1970.
52. Ласкорин Б. Н. и др. Применение ионообменного процесса при обработке золотосодержащих руд Куранахского рудного поля. «Цветные металлы», 1967, № 3.
53. Ласкорин Б. Н. и др. Десорбция цинка и других сопутствующих примесей с золотосодержащей смолы АМ растворами едкого натра. «Цветные металлы», 1971, № 4.
54. Ласкорин Б. Н. и др. Десорбция примесей с золотосодержащих смол растворами цианидов. «Цветные металлы», 1971, № 11.
55. Лебедев Б. Н., Сажин Ю. Г. Хлоридовозгонка — один из способов комплексной переработки золото-мышьяковых концентратов. В кн. «Комплексная переработка полиметаллического сырья», М., «Металлургия», 1965.
56. Левич В. Г. Физико-химическая гидродинамика. М., «Физматгиз», 1959.
57. Леонов С. Б. и др. Донзвлечение золота из отвальных хвостов золото-извлекательных фабрик. Бюлл. «Цветная металлургия», 1961, № 22.
58. Лишкин Д. М., Фишкова Н. Л. Определение пробы природных золотин методом атомно-абсорбционной спектроскопии. Тр. ЦНИГРИ, вып. 86. М., изд. ЦНИГРИ, 1969.
59. Лодейщиков В. В. К методике исследований окислительного обжига золотосодержащих концентратов. Тр. ИРГИРЕДМЕТ, вып. 9. М., Госгортехиздат, 1961.
60. Лодейщиков В. В. Некоторые особенности окислительного обжига сульфидных золотосодержащих концентратов. «Цветные металлы», 1958, № 12.
61. Лодейщиков В. В., Скобеев И. К. Оптимальные условия обжига упорных золотосодержащих концентратов перед их цианированием. Тр. ИРГИРЕДМЕТ, вып. 10. М., Госгортехиздат, 1961.
62. Локонов М. Ф. Опробование на обогатительных фабриках. М., Госгортехиздат, 1961.
63. Лопатин А. Г. Применение короткоконусного гидроциклона для обогащения золотосодержащих руд и песков. Бюлл. «Цветная металлургия», 1967, № 21.
64. Марголин И. З. Обогащение углей и неметаллических полезных ископаемых в тяжелых суспензиях. М., Госгортехиздат, 1961.
65. Маркова Н. В., Полторыгина А. К. Высокочувствительный экстракционно-фотометрический метод определения золота в сульфидных минералах. Тр. ЦНИГРИ, вып. 60. М., ЦНИГРИ, 1964.
66. Масленицкий И. Н. Извлечение тонковкрапленного золота из пиритных и пирротинных руд. Зап. ЛГИ, т. 32, вып. 3, 1956.
67. Масленицкий И. Н. Опыт автоклавного окисления сульфидных золотосодержащих концентратов перед цианированием. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1958, № 4.
68. Методические указания по производству геологоразведочных работ. Разведка золоторудных месторождений, вып. 1. М., Госгеолтехиздат, 1957.
69. Минералогическое исследование руд цветных и редких металлов. Под ред. А. Ф. Ли. М., «Недра», 1967.
70. Митрофанов С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М., Госгортехиздат, 1962.

71. Мостович В. Я. Методика исследования золотосодержащих руд. М., Цветметиздат, 1932.
72. Мостович В. Я. Цианирование теллуридов золота. В кн. «Сборник трудов профессора В. Я. Мостовича», т. 1, М., ОНТИ, 1936.
73. Мюллер Л. Д. Несколько приборов для минералогических лабораторий. В кн. «Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых», М., Госгортехиздат, 1962.
74. Мягкова Т. М. О подсчете технологических результатов обогащения при проведении лабораторных опытов по принципу непрерывного процесса. Тр. ин-та Механобр, вып. 131. Л., изд. ин-та Механобр, 1962.
75. Невский Б. В. Комплексное использование урановых руд. «Атомная энергия», т. 6, 1959, № 1.
76. Недоговоров Д. И. Анализ схем раздельной и совместной флотации песков и шламов. «Обогащение руд», 1965, № 1.
77. Никулин А. И. и др. Усовершенствование флотационного обогащения кварцевых золотосодержащих руд. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 12.
78. Новиков В. А. Фракционирование тонких классов рыхлых пород. В сб. «Кора выветривания», вып. 2. М., изд-во АН СССР, 1966.
79. Олевская И. В. и др. Проведение экспериментальных исследований по принципу быстрого нахождения оптимума. «Обогащение руд», 1965, № 3.
80. Остапов И. Т. Применение ядерных методов для автоматизации процесса сортировки руд золоторудных месторождений. В сб. «Радиоизотопные методы автоматического контроля в горном деле и обогащении полезных ископаемых». № 1. М., изд. ИГД им. Скочинского, 1965.
81. Остапов И. Т., Юрченко С. Д. Автоматизация процесса сортировки руд золоторудных месторождений. «Кольма», 1966, № 10.
82. Певзнер М. Л., Першина Л. И. Особенности самоизмельчения золотосодержащей кварцево-глинистой руды. «Цветные металлы», 1969, № 10.
83. Переляев А. П. О составе и строении выделений самородного золота. Зап. Всес. минер. об-ва, ч. 82, вып. 3, 1953.
84. Перлов П. М. и др. Извлечение меди из «упорных» руд с применением комбинированных схем обработки. Тр. ин-та Механобр, вып. 131. Л., изд. ин-та Механобр, 1962.
85. Перфильев О. Г., Певзнер М. Л. Исследование процесса самоизмельчения золотосодержащей руды в мельнице каскад. В сб. «Самоизмельчение руд цветных металлов». М., изд. ин-та Цветметинформация, 1970.
86. Петровская Н. В. и др. Материалы по минералогии золота. М., ОБТИ Главспеццветмета, 1952.
87. Плаксин И. Н. Обогащение полезных ископаемых. Избранные тр. М., «Наука», 1970.
88. Плаксин И. Н., Кожухова М. А. Растворение золота и серебра в растворах тиомочевины. Тр. МИЦМиЗ, вып. 33. М., Металлургиздат, 1960.
89. Плаксин И. Н. Металлургия благородных металлов. М., Металлургиздат, 1958.
90. Плаксин И. Н. Опробование и пробирный анализ. М., Металлургиздат, 1947.
91. Погребницкий и др. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1968.
92. Полканов Ю. А. Оценка методов сокращения малых проб при количественных минералогических анализах россыпного материала. «Разведка и охрана недр», 1963, № 8.
93. Пробоотбирание и анализ благородных металлов. М., «Металлургия», 1968.
94. Пунишко О. А., Скобеев И. К. О методе переработки упорных золотосодержащих флотоконцентратов. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 3.
95. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. М., Металлургиздат, 1952.
96. Раффино П. Статистический анализ некоторых переменных при лабораторных опытах по флотации. В кн. «Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых». М., Госгортехиздат, 1962.

97. Резник И. Д. и др. Экономическая эффективность переработки притных концентратов. «Цветные металлы», 1971, № 5.
98. Романов А. С. Применение аммиака при цианировании медистых руд. Тр. Северо-Кавказского горно-металлургического ин-та, вып. 15, 1957.
99. Россовский С. Н. и др. Применение карбоксиметилцеллюлозы при флотации талькосодержащих золотых руд. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 22.
100. Руководство по методам разведки и подсчету запасов золоторудных месторождений. М., ОТИ НИГРИЗолото, 1956.
101. Руководство по химико-аналитическому контролю золотоизвлекательных процессов. Под ред. Г. К. Кропачева. М., ОБТИ Гипрозолото, 1939.
102. Саградян А. Л., Суворовская Н. А. Контроль технологического процесса флотационных фабрик. М., «Недра», 1964.
103. Санникова Н. П. и др. Обогащение золотосодержащей руды в тяжелой суспензии. «Цветные металлы», 1969, № 2.
104. Седченко А. М. и др. Вибрационный ситовый анализатор. Бюлл. «Цветная металлургия», 1964, № 16.
105. Серго Е. Е. Основные технологические зависимости процесса промывки руд. В кн. «Труды научно-технической конференции по вопросам обогащения руд и углей». Изв. ДГИ, т. 52. М., «Недра», 1967.
106. Серго Е. Е. Промывка руд черных металлов. М., Госгортехиздат, 1963.
107. Синельникова А. И., Плаксин И. Н. Автоклавное выщелачивание золота и серебра из продуктов сложного состава. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1960, № 5.
108. Скобеев И. К. и др. Поведение арсенопирита, пирита и углистого вещества в процессе обжига золотосодержащих концентратов. Бюлл. «Цветная металлургия», 1966, № 4.
109. Скобеев И. К. К вопросу обработки упорных золотосодержащих руд и концентратов. Тр. ИРГИРЕДМЕТ, вып. 8. М., Металлургиздат, 1959.
110. Скобеев И. К. Определение площади сгущения и оптимальных размеров сгустителей с учетом гидравлического режима их работы. Тр. ИРГИРЕДМЕТ, вып. 10. М., Госгортехиздат, 1961.
111. Смирнов В. К. Методика исследования золотосодержащих руд и концентратов. М., ОБТИ Главспеццветмета, 1947.
112. Смирнов С. С. Зона окисления сульфидных месторождений. М., Академиздат, 1951.
113. Соложенкин П. М. Обогащение сурьмяных и ртутных руд. М., изд. ин-та Цветметинформация, 1968.
114. Суворовская Н. А. Анализ растворов, содержащих цианистые соединения. М., ОБТИ Главспеццветмета, 1950.
115. Табакопуло Н. П. Рудное галечное бесшаровое измельчение. Бюлл. «Цветная металлургия», 1964, № 6.
116. Ткачев Ю. А. Вывод формулы для сокращения проб. Изв. АН Кирг. ССР, серия «Геология, горное дело, обогащение», т. 2, вып. 8, 1960.
117. Ткачев Ю. А. Составление надежных схем обработки проб. Изв. АН Кирг. ССР, серия «Геология», т. 4, вып. 3, 1962.
118. Тюрин Н. Г., Каковский И. А. Исследование поведения золота и серебра в тиосульфатных растворах при повышенных температурах и давлениях. Бюлл. «Цветная металлургия», 1959, № 22.
119. Фазовый химический анализ руд и минералов. М., изд-во ЛГУ, 1962.
120. Ферьянчик Ф. А. Микрохимический анализ самородного золота. Тр. ЦНИГРИ, вып. 77. М., изд. ЦНИГРИ, 1967.
121. Филиппова Н. А. Фазовый анализ руд цветных металлов и продуктов их переработки. М., Металлургиздат, 1963.
122. Фишкова Н. Л., Крылов Ю. А. Определение золота в цианистых растворах и корольках пробирной плавки методом атомно-абсорбционной спектrophотометрии. В сб. «Опыт работы пробирно-аналитических лабораторий». М., изд. ин-та Цветметинформация, 1969.
123. Фишман М. А., Зеленев В. И. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. т. V. М., «Недра», 1967.

124. Ф о м и н ы х Н. Г. и др. Переработка пиритных огарков хлоридовозгонкой. Бюлл. «Цветная металлургия», 1964, № 14.
125. Ф о р м а н е к В. Широкое использование опытной флотационной установки для исследований. VIII Международного конгресса по обогащению полезных ископаемых. Л., изд. ин-та Механобр, 1968.
126. Ф р и д м а н И. Д. Методика применения ионообменных смол в гидрометаллургическом переделе золотых руд. М., изд. ЦНИГРИ, 1970.
127. Х а н Г. А. Опробование, контроль и автоматизация процессов обогащения. М., Металлургияиздат, 1958.
128. Х р а м ч е н к о С. И. Исследование золотосодержащих руд для оценки их технологических свойств. М., изд. ин-та Цветметинформация, 1969.
129. Х р я щ е в С. В.; С и р о т и н и н В. Г. Извлечение золота из руд и концентратов по схеме автоклавное выщелачивание — цианирование. Бюлл. «Цветная металлургия», 1968, № 22.
130. Х у к к и Р. Т. Изучение характеристик мельниц для измельчения. Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых. М., Госгортехиздат, 1962.
131. Ч у г у н о в А. Д. Методика исследований россыпей с целью их теоретической оценки. В кн. «Исследования по обогащению и технологии полезных ископаемых». М., Госгеолтехиздат, 1961.
132. Ш а б а р и н С. К. Форма нахождения и свойства золота в кварцевых и окисленных рудах и в продуктах их обработки. Юбилейный сб. трудов МИЦМиЗ, вып. 9. М., изд. МИЦМиЗ, 1940.
133. Ш и в р и н Г. Н., П е т р о в А. И. Технология переработки руд на Тасевской золотоизвлекательной фабрике. М., изд. ин-та Цветметинформация, 1965.
134. Щ е р б а к О. В. Новые механические истритатели. «Заводская лаборатория», 1958, № 9.
135. Alderton I. L. Thickener design and operation. *Coal, Gold and Base Minerals of S. Afr.*, v. 14, N 8, Oct., 1966.
136. A v y A., R a i l l e r e s R. Sur une methode simple de granulometrie des particules entre 1 micron et 0,1 micron. *Chimie et Industrie*, v. 69, N 3, 1953.
137. B e r r y T. F., B r u c e R. W. A simple method of determining the grindability of ores. *Can. Min. J.*, v. 87, 1966.
138. B u n t i n g S. C r o c k e r. Recent Trends in Autogenous Grinding. *Can. Min. and Met. Bull.*, v. 56, N 618, 1963.
139. C o u c h e R. A., G o l d n e y L. H. The design of continuous thickeners for flocculated materials. *The Austr. Inst. of Min. and Met., Proceedings*, N 191, Sept., 1959.
140. D y i n g h e v z i a n L. E. Theory and practice of roasting sulphide concentrates. *Can. Min. and Met. Bull.*, v. 45, N 482, June, 1952.
141. Electronic Sorting of Mine Ores. *S. African Min. and Eng. J.*, v. 72, N 3551, Febr., 1961.
142. Electronic Eye Sorts Peas, Diamonds and Gold. *Coal, Gold and Base Minerals*, v. 14, N 8, Oct, 1966.
143. G a u d i n A. M., S c h u h m a n n R., D a s h e r I r. I. Extraction Process for South African Gold-Uranium ores. *Min. Eng.*, v. 8, N 8, 1956.
144. H e d l e y N., T a b a c h n i c k H. Extraction of cyanidable precious metals from carbonaceous ores. «United States Patent Office», Apr, 28, 2, 884, 332, 1959.
145. H o s k i n g K. E. G. Rapid identification of minerals grains in composite samples. *Min. Mag.*, v. 110, N 2, 1964.
146. K y n c h G. I. A Theory of Sedimentation. *Trans. of the Faraday Soc.*, v. 48, part 2, 1952.
147. M c Q u i s t o n F. W., H e r n l u n d R. W. Newmont's Carlin Gold Project. *Min. Congress J.*, v. 51, N 11, Nov. 1965.
148. M e l l e n R. I. How Silver-Gold Respond to Salt roasting, cyanidation. *Eng. and Min. J.*, v. 164, N 4, 1963.
149. Milling investigations into the ore as occurring at the Lake Shorn Mine. *Can. Min. and Met. Bull.*, N 290, June, 1936.
150. M u l l e r L. D., P o w n a l l L. H. Investigation and Development of Some

Laboratory Wet Gravity Mineral Concentrators. Trans. of the Inst. of Min. and Met., v. 71, 1961—1962.

151. Pascu N., Ripan R., Buturca F. Determinarea timpului de sfarimare si de flotare a minereului aurifer de la rosia montana a repartitiei aurului in masa de turbureala si a pierderilor de aur in steril final cu ajutorul aurului radioactiv 198. St. cerc. metalurg., tom. 10, nr. 1, Bucuresti, 1965.

152. Pollandt F., Pease M. E. Extraction of Copper and silver by the Segregation Process in Peru. Bull. of the Inst. of Min. and Met., N 646, Sept., 1960.

153. Robinson H. Y. Practical approach to the fundamentals of filtration. Min. Mag., July, 1964.

154. Rose D. H., Lessels V., Buckwalter D. J. White Pine experiments with cyanide leaching of copper tailings. Min. Eng., v. 19, N 8, Aug., 1967.

155. Salman T. Cyanidation testing. Can. Min. J., N 11, v. 87, 1966.

156. Talmage W. P., Fitch E. B. Determining Thickener Unit Areas. Ind. and Eng. Chem., v. 47, N 1, 1955.

157. Tippin R. B., Browning I. S. Heavy Liquid cyclone concentration of New Mexico potash ores. Trans. Soc. Mining Eng. AIME., v. 235, N 4, 1966.

158. Visman I. Bulk processing of fine materials by means of compound water cyclones. Can. Min. J., v. 87, N 6, June, 1966.

159. Weyher L., Lovell H. L. The response of parameter variation in the hydrocyclone processing. Trans. Soc. Mining Eng. AIME., v. 235, N 4, 1966.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Введение	5
Глава I. Характеристика руд и рудного золота	8
Глава II. Отбор проб и подготовка их к исследованиям	18
§ 1. Выделение технологических типов руд и отбор проб на новых месторождениях	18
§ 2. Отбор проб на эксплуатируемых месторождениях и фабриках	24
§ 3. Подготовка проб к исследованиям	26
Глава III. Изучение вещественного состава руд	42
§ 1. Химический состав	42
§ 2. Физические свойства	46
§ 3. Минеральный состав	57
§ 4. Выделение и изучение мономинеральных фракций	61
§ 5. Характеристика золота	71
Глава IV. Испытание методов обработки руд	83
§ 1. Промывка, обесшламливание, сортировка	84
§ 2. Измельчение	90
§ 3. Гравитационные методы обогащения	92
§ 4. Магнитные и электростатические методы обогащения	103
§ 5. Амальгамация	104
§ 6. Флотация	108
§ 7. Цианирование	124
§ 8. Термические методы обработки	146
§ 9. Сгущение	156
§ 10. Фильтрование	161
Глава V. Исследование руд различных типов	167
§ 1. Общие сведения	167
§ 2. Золотые руды	169
§ 3. Золото-пиритные руды	178
§ 4. Золото-мышьяковые руды	185
§ 5. Золото-серебряные руды	187
§ 6. Золото-медные руды	193
§ 7. Золото-сурьмяные руды	200
§ 8. Золото-урановые руды	203
§ 9. Золото-полиметаллические руды	205
Приложения	210
Список литературы	222

ВАСИЛИЙ ИВАНОВИЧ ЗЕЛЕНОВ

**Методика исследования
золотосодержащих руд**

Редактор издательства *Н. Д. Балашова*
Техн. редактор *О. Ю. Трепенюк*
Корректор *С. С. Борисова*

Сдано в набор 1/XII 1972 г. Подписано в печать
5/IV 1973 г. Т — 05827. Формат 60×90¹/₁₆.
Бумага № 2. Печ. л. 14,50. Уч.-изд. л. 15,65.
Тираж 1200 экз. Заказ № 2812/4635-11. Цена 78 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва,
К-12, Третьяковский проезд, 1/19
Саратов. Объединение «Полиграфист».
Пр. Кирова, 27.

УВАЖАЕМЫЙ ТОВАРИЩ!

В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ «НЕДРА»
ГОТОВЯТСЯ К ПЕЧАТИ НОВЫЕ КНИГИ

ГЛЕМБОЦКИЙ В. А., КЛАССЕН В. И. Флотация. Учебник 25 л. 1 р. 12 к.

В книге изложены теоретические основы флотации на основе современного состояния физико-химии, физики твердого тела и смежных отраслей техники. Рассмотрена технология флотационного процесса обогащения полезных ископаемых, конструкция флотационных машин, применяемых в промышленности, и вспомогательного оборудования. Освещена практика флотации полезных ископаемых. Технология и практика флотации иллюстрированы примерами передовых отечественных и зарубежных обогатительных фабрик.

Книга написана в соответствии с программой курса «Флотация» и предназначена для студентов обогатительной специальности горных и горно-металлургических вузов. Она может быть полезна инженерно-техническим работникам научно-исследовательских институтов и обогатительных фабрик.

ПИРОГОВ Б. И., ПИРОГОВА В. В. Минералогическое исследование железных и марганцевых руд. 20 л. 1 р. 14 к.

В книге рассмотрены вещественный состав железных и марганцевых руд, основные текстурно-структурные признаки руд, их химический состав и формы проявления компонентов, фазовый состав железных и марганцевых руд. Дана характеристика проб различных видов и их назначение. Большое внимание уделено методике изучения вещественного состава руд и продуктов обогащения.

Книга рассчитана на обогатителей-технологов и исследователей, минералогов-петрографов исследовательских и производственных лабораторий, а также может быть полезна студентам геологических и обогатительных факультетов вузов.

ЦИПЕРОВИЧ М. В., КУРБАТОВ В. П., ХВОРОВ В. В. Обогащение угля в тяжелых суспензиях. 25 л. 1 р. 57 к.

В книге раскрывается сущность процесса обогащения угля в тяжелых средах и даются основы теории разделения частиц различной плотности под действием гравитационных и центробежных сил. Описываются свойства суспензий и их влияние на качественные и количественные показатели разделения угля. Рассматриваются принципиальные схемы обогащения и регенерации суспензий, а также зависимость их от качества исходного угля, вмещающих пород, утяжелителей. Приводятся примеры применения основных схем на оте-

чественных и зарубежных фабриках и их анализ. Описываются методы оценки эффективности обогащения угля в тяжелых суспензиях, конструкции отечественного и зарубежного оборудования. Дается анализ работы современных отечественных и зарубежных обогатительных фабрик и установок для обогащения крупного и мелкого угля. Описан контроль качества утяжелителей, суспензий, угля, продуктов обогащения и автоматическое регулирование отдельных параметров. Даются перспективы развития и применения метода обогащения угля в тяжелых суспензиях.

Книга предназначена для инженерно-технических работников обогатительных фабрик, научно-исследовательских и проектных институтов, студентов горных вузов и учащихся горных техникумов.

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «книга — почтой» магазинов:

№ 17—199178. Ленинград, в. о. Средний проспект, 61.

№ 59—127412. Москва, И —412, Коровинское шоссе, 20

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»

78 коп.

43658

Д4

382

НЕДРА 1973