

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН
ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
ИМЕНИ БЕРУНИ

На правах рукописи
УДК 622.7:622.342 (575.3)

Шорамов Шерали Ибрагимович

**Технологические исследования золотосодержащих руд
на обогатимость**

Специальность М – 5А540205

«Обогащение полезных ископаемых»

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание степени магистра горного дела

Работа рассмотрена на
заседании кафедры «ГД»
и допускается к защите

Научный руководитель
к.х.н., доц. Умарова И.К.

Протокол №

«__» _____ 2010г.

Зав. каф. «ГД» Петросов Ю.Э.

ТАШКЕНТ- 2010

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
ВВЕДЕНИЕ	4
1. ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР	7
1.1 Состояние и задачи технологических исследований руд Узбекистана	7
1.2 Испытание способов переработки руд	12
1.2.1 Гравитационные способы	12
1.2.2 Флотация	22
1.2.3 Цианирование	37
2. ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ПРОБ РУДЫ	51
2.1 Подготовка проб руды к исследованиям	51
2.2 Спектральный анализ средней пробы руды	51
2.3 Химический анализ средней пробы руды	52
2.4 Рациональный анализ руды на золото	52
2.5 Гранулометрический анализ руды	54
2.6 Измельчаемость руды	55
2.7 Минералогический анализ	56
ВЫВОДЫ ПО ИЗУЧЕНИЮ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУДЫ	62
3. ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ	63
3.1 Методы, аппаратура и направление исследований	63
3.2 Гравитационное обогащение руды	63
3.3 Флотационное обогащение руды	65
4. ЦИАНИРОВАНИЕ ИСХОДНОЙ РУДЫ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ	71
4.1 Методика исследований, применяемая аппаратура	71
4.2 Цианирование исходной руды	72
4.3 Цианирование флотоконцентрата	73
5. ЗАКЛЮЧЕНИЕ	77
6. БИБЛИОГРАФИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ ИСТОЧНИКОВ	79

ВВЕДЕНИЕ

Президент Республики Узбекистан И.А.Каримов подчеркнул необходимость при промышленном освоении месторождений максимально полного извлечения попутных компонентов, для чего нужна долгосрочная Программа разработки проявлений металлов с целью их эффективного использования на благо сегодняшнего и будущего поколений нашего народа. [1]

Недра Республики Узбекистан обладают уникальным разнообразием геологического строения и содержат практически все виды полезных ископаемых, используемых в национальном хозяйстве. Выявлено 3000 месторождений и проявлений полезных ископаемых. Из них подготовлено к освоению 1100, в том числе 50 - благородных, 41 - цветных, редких, радиоактивных и черных металлов, 187 - топливно-энергетического, 19 - горно-химического, 45 - горнорудного сырья, а также значительное количество месторождений строительных материалов, подземных вод и других полезных ископаемых.[2]

Запасы всех видов разведанного минерального сырья международными экспертами оцениваются в 1,3 триллиона долларов США, а общий минерально-сырьевой потенциал республики - более чем 3,5 триллиона. По запасам и прогнозным ресурсам ряда важнейших полезных ископаемых: золота, урана, меди, калийных солей, фосфоритов, каолина Узбекистан занимает ведущее место в мире (по золоту и урану 4-е, по меди -10-е). [3]

Значительный рост производства металлов, комплексное использование сырья, вовлечение в процесс промышленного производства новых типов руд, снижение себестоимости переработки, повышение извлечения металлов из руд являются важнейшими и актуальными задачами в развитии эффективности и освоения минерально-сырьевых богатств недр Узбекистана. При практическом решении этих задач важное значение имеет рациональное и поэтапное вовлечение выявленных месторождений для удовлетворения потребностей отраслей народного хозяйства, максимальному использованию местного сырьевого потенциала, дальнейшему усилению технологических изысканий. Это

возможно путем внедрения в производство новых научных разработок и передовых технологий. Большую роль играют совершенствование технологии обогащения полезных ископаемых, применение нового более эффективного технологического оборудования, экологически чистые способы концентрации и извлечения золота. [4]

В настоящее время наиболее перспективными направлениями технологических исследований являются:

- изыскание и применение наиболее эффективных местных реагентов и их сочетаний с традиционными для флотации золотосодержащих и медных руд, а также нерудного сырья;

- применение новых эффективных и экологически чистых аппаратов для обогащения руд благородных и редких металлов, разработка оптимальных условий основного и вспомогательных процессов;

- бактериальное выщелачивание руд и концентратов (чановое и кучное);

- кучный процесс.

Процесс флотации занимает одно из ведущих мест в горнодобывающей промышленности Узбекистана благодаря своей универсальности и высокой эффективности. В настоящее время в республике работают три флотационные обогатительные фабрики АГМК: МОФ, СОФ и Ангренская ЗИФ, перерабатывающие руды месторождений Кальмакыр, Дальнее, Сары-Чеку (медно-молибденовые руды), Кочбулак и Кызылалма (золото-серебряные руды). Кроме того, на рудах Койташского волластонитового месторождения планируется применение флотации для отделения кальцита от волластонита. На протяжении многих лет на обогатительных фабриках при обогащении различных руд использовались традиционные реагенты, выпускаемые в России и странах дальнего зарубежья.

В связи с дефицитом, высокой стоимостью и необходимостью ввозить из-за рубежа возникла проблема замены их на продукцию местных предприятий Узбекистана, что позволит сократить затраты на приобретение реагентов и удешевить производство меди и золота, а также концентратов, полученных из

несульфидных руд (баритовые, волластонитовые, шеелитовые и т.д.). Одновременно использование отходов предприятий для синтеза и производства реагентов будет способствовать безотходному ведению хозяйства и экологическому оздоровлению окружающей среды многих предприятий республики.

Совершенствование и интенсификация флотационного процесса связаны, в основном, с разработкой эффективных реагентных режимов, дающих возможность получать высокое извлечение полезных компонентов с улучшением качества выдаваемых концентратов. Ведение процесса эффективными реагентами позволит снизить их расходы, что повысит его селективность и остаточную концентрацию реагентов в жидкой фазе. Поэтому работы, направленные на изучение и модифицирование реагентов для придания им более эффективных флотационных свойств, представляются весьма **актуальными**.

Целью данной диссертационной работы является исследование методов обогащения золотосодержащих руд.

Публикация. По теме диссертации подготовлены и сданы в печать две статьи:

1. Магистрант ФГГД Шорамов Ш.И. науч.рук., к.т.н. доц. Умарова И.К. Минералогический анализ золотосодержащих руд месторождения Амантайтау. ТашГТУ, «Техника юлдузлари» 3 -4, 2009, стр 117
2. Магистрант ФГГД Шорамов Ш.И. науч.рук., к.т.н. доц. Умарова И.К. Олтинли руда а бойитмаларни қайта ишлашнинг бактериал усурларини урганиш. ТашГТУ, «Техника юлдузлари» 2, 2010.
3. Материалы диссертации доложены на республиканской научно-практической конференции “Роль и место интеллектуальной молодежи в развитии науки и техники”, ТГТУ, 2010.

I. ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР

1.1 СОСТОЯНИЕ И ЗАДАЧИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ РУД УЗБЕКИСТАНА.

Технологические исследования золото- и серебросодержащих руд в основном заключаются в проведении анализов и экспериментов, необходимых для определения вещественного состава руд и технологии извлечения из них благородных металлов и других ценных компонентов. Конечная цель исследований — разработка технологии максимального извлечения из руд всех промышленно ценных компонентов с наибольшим экономическим эффектом при соблюдении требований техники безопасности и охраны окружающей среды. Объектами исследований помимо руд часто бывают и продукты их переработки — хвосты амальгамации и флотации из старых отвалов, хвосты действующих обогатительных фабрик, гравитационные и флотационные концентраты, огарки, шлаки и др.

К наиболее типичным объектам исследований относят руды новых месторождений на стадиях поисково-оценочных работ, предварительной и детальной разведок, а также руды (или продукты их переработки) эксплуатируемых месторождений. Цели и содержание указанных исследований различны.

На стадии поисково-оценочных работ в результате исследования малых технологических проб (иногда и лабораторных технологических проб) определяют вещественный состав руд, принципиальную технологию переработки и основные показатели переработки. На этой стадии важно установить к какой категории относятся исследуемые руды — легкообогатимым, упорным или к рудам, представляющим для промышленности новый вид сырья. Исследования малых технологических проб позволяют начать технологическую типизацию руд. Результаты исследований геологи используют в отчете о поисково-оценочных работах и при составлении технико-экономических соображений (ТЭС) о

возможном промышленном значении месторождения и необходимости перехода к предварительной разведке.

Исследования руд на стадии предварительной разведки предназначены для технологической оценки сырья, которая необходима для составления технико-экономического доклада (ТЭД), содержащего экономически обоснованный вывод о промышленной ценности месторождения. На основе ТЭДа разрабатывают временные кондиции на руды и подсчитывают запасы металлов по месторождению. Объектами исследований являются как малые технологические пробы, так и лабораторные. В результате исследования лабораторных проб, представляющих руды разных природных типов, дают детальное описание вещественного состава руд и технологическими показателями, которые можно определить в лабораторных условиях, в частности, крупность измельчения руд, 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, кучное выщелачивание. По результатам исследований малых технологических проб производят геолого-технологическое картирование месторождения с выделением технологических типов и сортов. [5]

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 более полной и детальной разработкой технологических схем и режимов отдельных операций. Руды исследуют в лаборатории с последующей обязательной проверкой разработанной технологии в полупромышленных или опытно-промышленных условиях. Результаты исследований используют

при составлении ТЭДа по определению постоянных кондиций, в соответствии с которыми подсчитывают запасы по месторождению. Кроме того, полученные технологические показатели используют при проектировании промышленного предприятия.

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 золотых руд выполняли после одной стадии технологических исследований, проведенных по расширенной программе в период предварительной разведки.

Чрезвычайно разнообразными по содержанию и объему являются *исследования руд эксплуатируемых месторождений*. В условиях действующих рудников технологические исследования проводят в связи с намечаемой добычей руд с нижних горизонтов или новых участков, т. е. в связи с доразведкой месторождения. В этих случаях, технологические исследования выполняют в объемах, соответствующих стадий детальной разведки. Технологические исследования проводят и в ходе эксплуатационной разведки. Получаемую информацию о вещественном составе и технологических свойствах руд используют для оперативного управления качеством направляемого на фабрику сырья и планирования результатов переработки. На предприятиях и в институтах выполняют 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 полупромышленных непрерывно действующих установках, опытных и промышленных фабриках;
- технико-экономическая оценка результатов работы и составление отчета.

Специалист, выполняющий такие исследования, должен хорошо знать отечественную и зарубежную практику переработки руд благородных и цветных металлов, отраслевые стандарты и технические условия на продукты переработки руд, нормативно-методические документы Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых и отраслевых министерств, требования проектных организаций и ряд других материалов.

Однако владение традиционными методами исследований еще не гарантируют успеха в технологических исследованиях золото- и серебросодержащих руд. Исключительное разнообразие вещественного состава руд, разные географо-экономические условия района расположения месторождения, постоянно повышающиеся экологические требования делают каждое технологическое исследование своеобразным и непростым. Объектом исследования часто бывают руды, не имеющие аналогов ни среди перерабатываемых промышленностью, ни среди исследованных в лабораторных условиях. Нередки случаи, когда положительная технологическая оценка руд возможна только с использованием новых способов переработки. Известные трудности

возникают при исследовании руд зарубежных месторождений. Поэтому одним из неперенных условий создания эффективной технологии переработки золото- и серебросодержащих руд является творческое отношение исполнителей к технологическим исследованиям.

Задачи комплексного использования сырья, освоение переработки редкометальных руд вызывают необходимость поиска новых эффективных методов повышения извлечения. Аналогичные работы проводятся за рубежом. [6]

В республике проблемами флотации руд занимаются лаборатории АГМК, которые, в основном, решают повседневные практические задачи и проблемы, появляющиеся в ходе переработки руд на действующих предприятиях, а также Институт минеральных ресурсов. В ИМРе в течение ряда лет проводятся опытно-методические работы по изучению возможности замены традиционных реагентов местными. В 2001г. уже внедрен новый реагент ПАВ-КО-2 (СТМ-10) на Центральной обогатительной фабрике рудоуправления №2 Навоийского ГМК. В 2001-2002г.г. реагенты, рекомендуемые ИМРОм, прошли проверку на обогатительной установке ОАО "Ингичкинская ОМТЭ" с положительными результатами.

При переработке руд золота месторождений Мурунтау и Марджанбулак применяется гравитационный метод обогащения. Наиболее эффективным аппаратом для извлечения золота и тяжелых минералов в настоящее время является центробежный концентратор, который применяется за рубежом - в Канаде, США, России и других странах с развитой горнодобывающей промышленностью.

Благодаря высокой интенсивности центробежного поля и противодействия потока оживающей воды значительно повышается производительность и обеспечивается улавливание частиц золота крупностью до нескольких микрон с повышением эффективности процесса. По сравнению с флотацией этот сепаратор расходует в 5 раз меньше электроэнергии, экологически безопасен и обеспечивает получение концентратов с более высоким содержанием компонента. Сепараторы применяются для извлечения золота и серебра всех форм -

свободного и в сростках с сульфидами. Немаловажный фактор - концентраторы Нельсона могут использоваться в модульных установках для обогащения золотых руд малообъемных месторождений. Эти установки мобильны и не требуют больших капитальных затрат, могут быть быстро смонтированы и демонтированы. В настоящее время проводятся успешные испытания концентратора марки КС-МДЗ в ОАО "Ингичкинская ОМТЭ". [7]

Метод цианирования является основным при переработке золотых руд на предприятиях НГМК. Особый интерес представляет кучное цианирование. Применение этого процесса позволит вовлечь в производство забалансовые руды, вскрышные породы карьеров и лежалые руды обогатительных фабрик. Небольшие капитальные затраты и их простота делают экономически выгодной переработку этим способом руду мелких месторождений, достаточно развитых на территории нашей республики.

Реализация на практике вышеотмеченных лабораторных и полупромышленных испытаний будет способствовать также и решению проблем импортозамещения и экологическому оздоровлению значительных территории, прилегающих к эксплуатируемым месторождениям.

1.2 ИСПЫТАНИЕ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУД

1.2.1. ГРАВИТАЦИОННЫЕ СПОСОБЫ

Гравитационное обогащение обычно предшествует флотации или цианированию и предназначено для тех частиц золота и серебра, которые не извлекаются или трудно извлекаются указанными способами. К таким частицам в первую очередь относятся крупные частицы самородных металлов. В последние годы доказана целесообразность гравитационного извлечения и мелких частиц золота и серебра, особенно имеющих поверхностные покрытия.

Наиболее распространенным на золотоизвлекательных фабриках гравитационным аппаратом является отсадочная машина; реже применяют шлюзы, барабанные (трубные) концентраторы, винтовые сепараторы, кон-

центрационные столы, короткоконусные гидроциклоны и ряд других аппаратов. В некоторых случаях для золото- или серебросодержащих руд эффективно обогащение в тяжелых суспензиях.

Отсадочные машины производительны, могут работать на неклассифицированном по крупности материале, но извлекают в основном крупные частицы металлов и требуют затрат ручного труда. Остальные аппараты уступают отсадочным машинам по производительности или по способности обогащать неклассифицированный материал. Концентрационные столы применяют главным образом для перечистки грубых гравитационных концентратов.

По возрастающей способности извлекать мелкое золото аппараты можно расположить в следующий ряд: отсадочные машины, (барабанные концентраторы, винтовые сепараторы, шламовые концентрационные столы, шлюзы с ворсистым покровом, короткоконусные гидроциклоны. В последние годы для гравитационного обогащения тонкодисперсных материалов разработан ряд новых аппаратов, способных извлекать золото мельче 10—20 мкм. Например, на ваннере Мозли из материала крупностью —0,08 мм улавливают частицы золота крупностью до 4 мкм. Однако все эти аппараты малопроизводительны и требуют предварительной классификации материала. Их использование может быть оправдано в доводочных операциях развитого процесса гравитационного обогащения, когда степень извлечения мелкого золота принципиально влияет на всю технологию переработки руды. [8]

В лабораториях наиболее часто испытывают отсадку, обогащение на концентрационном столе, в короткоконусном гидроциклоне, винтовых сепараторах, тяжелых суспензиях и на шлюзах. В ходе испытаний подбирают оптимальные условия обогащения и определяют основные технологические результаты — выход концентрата и извлечение золота, серебра и других ценных компонентов.

С одной стороны, в промышленных условиях, при хорошей работе гравитационных аппаратов извлечение благородных металлов обычно приближается к уровню, достигнутому в лаборатории. С другой стороны, удельная производительность лабораторных аппаратов в 2—3 раза ниже, чем промышленных. Кроме того, подобранные в лаборатории условия обогащения нельзя полностью перенести в промышленный процесс; в ходе полупромышленных или опытно-промышленных испытаний условия гравитационного обогащения существенно корректируют или подбирают заново.

Отсадку испытывают при исследовании почти всех золотых, серебряных и комплексных золото- и серебросодержащих руд. Испытания удобно проводить на малогабаритной отсадочной машине с механизированной и регулируемой по объему загрузкой материала (рис. 2). Устройство для такой загрузки состоит из насоса: с зумпфом вместимостью 5 л, щелевидной насадки и регулятора. Изменяя положение регулятора, от потока пульпы отсекают любую заданную долю материала. Отсекаемая часть направляется в машину, остаток — обратно в зумпф. В комплект машины входят три пары коробок для дробы, отличающихся друг от друга высотой разгрузочного порога и размером отверстий сеток. Площадь сетки в каждой коробке равна 100 см². Съёмные коробки облегчают выгрузку дробы с надрешетным концентратом и позволяют быстрее подготовить машину к очередному эксперименту. Эксцентриковый механизм сообщает диафрагме колебания с амплитудой 2; 3; 4; 6; 8 и 10 мм, а ступенчатые шкивы — разную частоту (250; 400 и 500 мин⁻¹).

Подготовку машины к работе начинают с установки заданных параметров—частоты и амплитуды колебаний диафрагмы, размера отверстий сеток, диаметра дробы, высоты слоя дробы, 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.

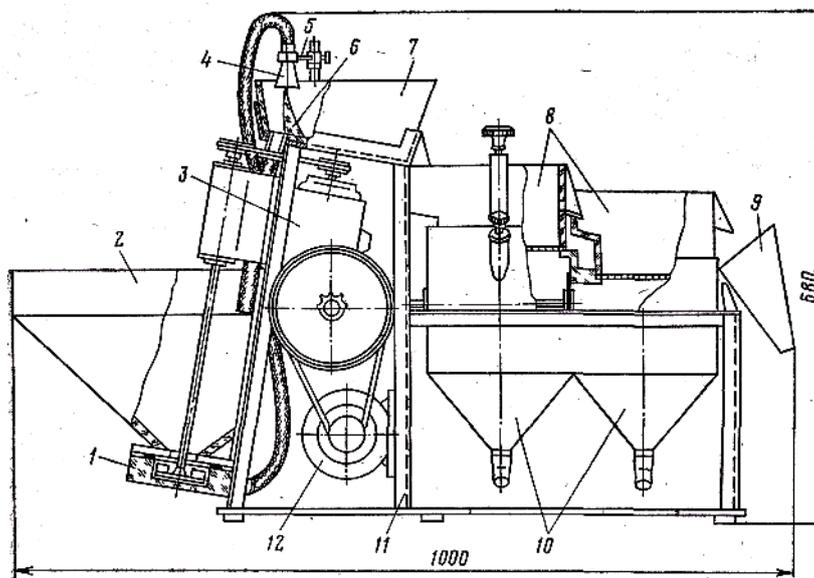


рис. 1. Лабораторная отсадочная машина конструкции В. И. Зеленова, Р. В. Сиротинского, В. Г. Новикова:

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

Указанные зависимости действительны только в определенных условиях, установить которые можно лишь экспериментально.

Отсадку малосульфидных золотых руд можно начинать с параметрами:

Частота колебаний диафрагмы, мин-1	400-600
Амплитуда колебаний диафрагмы, мм	4
Размер отверстий сеток, мм	1
Диаметр дrossи, мм	3-4
Высота слоя дrossи, 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 40-70 % (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 мерным стаканом. Для этого вначале подают воду только в одну камеру; выходящий из машины поток воды измеряют, и в зависимости от результатов измерений, увеличивают или уменьшают ее подачу 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 дроби 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 таким образом, чтобы весь материал возвращался в зумпф. Содержание твердого в пульпе зумпфа должно быть не меньше 50—55 % (т. е. должно быть близким к содержанию твердого в промышленной пульпе при выходе ее из мельницы). После 1—2 мин циркуляции пульпы регулятор переводят в положение, обеспечивающее заданную подачу материала в машину. Одновременно включают секундомер, чтобы определить продолжительность работы машины под загрузкой. Когда зумпф освободится от пульпы, щелевидную насадку направляют в правую часть приемной коробки и струей воды обмывают вначале левую часть коробки, затем зумпф в 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 работы останавливают насос и эксцентриковыми механизмом, 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 с размером: отверстий 1,5—2 мм, затем рассыпают тонким слоем на клеенку или лист кальки, ручным магнитом осторожно собирают и переносят обратно в приемник. Материал, прошедший через сито и оставшийся на клеенке или кальке, является надрешетным концентратом. Его взвешивают, тщательно просматривают под бинокулярным микроскопом с целью обнаружения крупных частиц самородных металлов и отдельно или совместно с подрешетным концентратом сдают на анализ.

Если в результате первого опыта отсадки выход концентрата получился слишком большим, то последующие опыты проводят с увеличением расхода подрешетной воды, или с более глубоким слоем дроби, или с увеличенной производительностью. Сократить выход концентрата можно также перечисткой его в той же отсадочной машине, но с повышенным расходом подрешетной воды. [9]

Более полного извлечения золота в концентрат в ряде случаев достигают однократной или многократной контрольной отсадкой хвостов.

Отсадке можно подвергать материал крупностью от —3 мм до крупности, необходимой при обработке руды флотацией или цианированием. Для лучшего извлечения золота обрабатывать отсадкой целесообразно вначале крупный материал, например—2 мм, затем хвосты доизмельчать и вновь пропускать через отсадочную машину, т.е. проводить стадийную отсадку (рис2). Доизмельчение и отсадку хвостов можно повторять многократно, что позволит в большей степени

моделировать промышленную отсадку в замкнутом цикле измельчения.

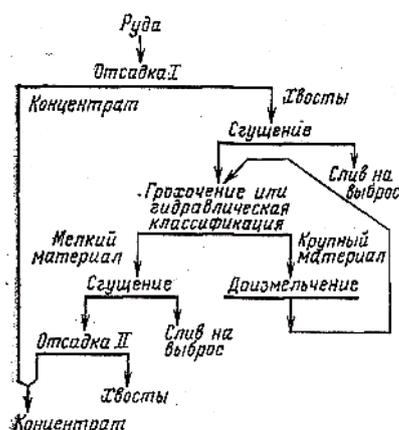


Рис. 2. Схема стадийной отсадки

После установления оптимального для данной руды режима отсадки проводят опыт с большой порцией руды, чтобы получить хвосты в достаточном для дальнейших исследований объеме. 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. Длительность пребывания материала в мокром виде, а также сушка материала могут изменить его технологические свойства.

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

В лабораторных условиях наиболее удобен концентрационный стол с декой длиной 1 м, шириной у загрузочного конца 0,45 м и у разгрузочного — 0,35 м. Производительность такого стола составляет 50 кг/ч руды. 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, которая должна покрыть тонким слоем всю поверхность деки. Включают приводной механизм, загружают на деку небольшую массу 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 ее увеличивают, 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 регулируется наклоном деки и подачей воды в средней и концевой частях стола. Пропустив навеску, уменьшают наклон деки и, не останавливая стола, щеткой или 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, также как хвосты и промпродукты, можно перечистить на том же столе.

Обогащение в гидроциклонах золотосодержащих материалов, нередко позволяет достичь не худших результатов, чем обогащение на концентрационных столах. При обогащении в гидроциклоне в песковую фракцию выделяют свободное золото и золотосодержащие тяжелые минералы из тонкоизмельченных руд, хвостов флотации и цианирования, концентратов и промпродуктов флотации.

Обогащением в гидроциклоне золотосодержащих 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.

Пески после разбавления водой перечищают в гидроциклоне или обогащают на концентрационном столе.

Лучших результатов достигают в короткокonusных гидроциклонах, т.е. в гидроциклонах, коническая часть которых имеет угол до 120-140°. С увеличением угла конусности выход песков (концентрата) снижается, содержание золота в песках возрастает. В коротко-конусном гидроциклоне материал обогащается по плотности частиц, причем большое значение имеет наличие на стенках конуса подвижной минеральной постели. Последняя является как бы поверхностью шлюза, улавливающей частицы золота. В пески гидроциклона удается извлекать золото крупностью до 10 мкм.

В комплект лабораторного короткокonusного гидроциклона (рис. 3) входят 12 конусов с различными углом конусности (80; 100; 120 и 140°) и диаметром песковых отверстий (3; 4 и 6 мм) и четыре сливные насадки с отверстиями диаметром 10; 12; 14 и 16 мм. Корпус гидроциклона и все сменные части изготовлены из оргстекла.

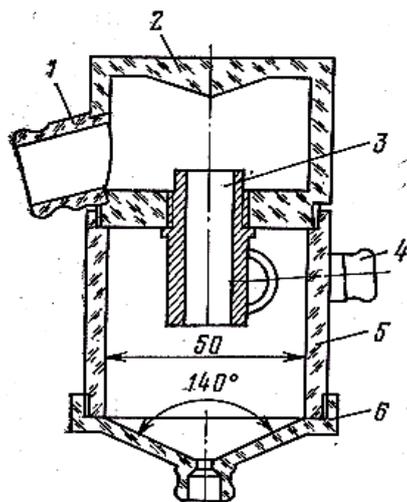


Рис.3. Гидроциклон со сменной конической частью:

1 — патрубок для слива; 2 — камера для слива; 3 — сливная насадка; 4 — патрубок для подачи исходного материала; 5 — корпус; 6 — коническая часть

Наибольшее распространение (в том числе и в промышленности) получил короткоконусный гидроциклон с углом конусности 120° . Лабораторные образцы лучше изготавливать из нержавеющей стали или из оргстекла. Обычно выход песков стремятся получить в пределах 5—10%. Необходимый для этого режим работы гидроциклона находят в основном подбором сливных и песковых насадок. Для более полного улавливания золота и серебра слив основного гидроциклона подвергают контрольным операциям. Перечистку песков лучше проводить на другом аппарате, например, на концентрационном столе. При этом, чтобы избежать потерь мелкого золота, стол должен работать с пониженной производительностью и в режиме обогащения шламов. Представляет практический интерес изыскать для перечистки (доводки) песков короткоконусного гидроциклона другой аппарат, непрерывно действующий и эффективно извлекающий мелкое золото.

Обогащение в тяжелых суспензиях позволяет из некоторых комплексных золото- или серебросодержащих руд выделить в начале процесса породу с отвальным содержанием ценных компонентов. Обогащение наиболее приемлемо для материала не мельче 3 мм. Более

мелкий материал обогащать в тяжелых суспензиях можно лишь в гидроциклоне.

1.2.2 ФЛОТАЦИЯ

Флотацию испытывают при исследовании практически всех золотых, серебряных и комплексных золото- и серебросодержащих руд, преследуя при этом различные цели.

Целью флотации золотых и серебряных руд, содержащих извлекаемые цианированием металлы, обычно является получение отвальных хвостов. Это позволяет подвергать цианированию относительно небольшую массу материала, что снижает затраты на переработку руд.

Если руды содержат золото или серебро, заключенные в сульфидах, то флотацией такие сульфиды извлекают в концентрат. Последний подвергают затем специальной обработке. Флотационное извлечение золото- и серебросодержащих сульфидов, а также теллуридов 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 золото- и серебросодержащих руд флотацией получают самостоятельные концентраты меди, свинца, пирита, барита, теллура и других ценных компонентов.

Выявлена возможность селективной флотации самородного золота из руд и концентратов. Используя в качестве собирателя изоамиловый эфир изоникотиновой кислоты, можно флотировать золото и халькопирит из пирит- и арсенопиритсодержащих продуктов. Селективно флотируют золото и с дитиофосфатами при повышенном рН. Из гравитационных концентратов этим способом получают пенный продукт, содержащий 10—20 % золота, что позволяет исключить амальгамацию и направлять продукт непосредственно в плавку. В последние годы новыми объектами

флотации стали различные золото- и серебросодержащие продукты гидро- и пирометаллургии. Показана эффективность флотации золота и серебра из шлака, получаемого при отражательной плавке шламов от электролитического рафинирования меди; из шлама, получаемого при электролизе цинка. Японские исследователи предложили флотировать цементное серебро, получаемое из руды по технологии: обжиг, выщелачивание серебра, цементация на цинке или железе.

Определив цель флотации и изучив практику флотационного обогащения для аналогичных случаев, приступают к исследованиям. Исследования целесообразно проводить в четыре этапа: поисковые опыты; определение режима флотации; разработка схемы флотации; опыты в замкнутом цикле. [10]

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

Крупность материала в первых опытах принимают, исходя из результатов изучения вещественного состава руды. На практике крупность флотируемого материала обычно составляет от —0,2 до —0,071 мм.

Реагенты для испытаний выбирают из числа наиболее распространенных в практике флотации соответствующих руд. Оптимальное для флотации золота значение рН (7,5—8,5) необходимо создавать добавлением в мельницу соды.

Самородное золото и серебро, а также содержащие эти металлы сульфидные минералы, следует флотировать с сульфгидрильными собирателями: ксантогенатами (бутиловым, амиловым, этиловым) и дитиофосфатами. Расход ксантогенатов 100—150 г/т. Дитиофосфаты полезно использовать при контрольной флотации при расходе 40—50 г/т. В пульпу ксантогенаты вводят в виде 0,5—1 % - ных водных растворов.

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 %-го водного раствора. Для флотации золото- или серебросодержащих оксидов железа и окисленных с поверхности сульфидов, а также частиц благородных металлов с покрытиями можно испытать оксигидрильные собиратели — талловое и ветлужское масла и др. Расход этих реагентов может достигать 0,5—1 кг/т. Флотацию с оксигидрильными собирателями целесообразно проводить после флотации с сульфгидрильными реагентами. При необходимости пустую породу подавляют жидким стеклом или кремнефтористым натрием (1—2 кг/т) в сернокислой среде (расход H_2SO_4 0,5—1 кг/т).

Обычными вспенивателями являются сосновое масло и Т-80. При флотации кварцевых золотых руд, не содержащих сульфидов или шламов, для стабилизации пены в пульпу полезно добавлять жирнокислотные реагенты, например, олеат 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 объеме переходят несульфидные минералы. Флотация из разбавленных пульп обеспечивает получение более качественных концентратов.

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 через 5—7 мин кажется неминерализованной, хотя золото продолжает флотироваться и этот процесс нередко длится 30 мин и более.

Если золото или серебро в руде связаны с сульфидами, то ход флотации можно контролировать по содержанию сульфидов в порциях концентратов, промываемых в фарфоровых чашках. Для этого в течение 15—20 с собирают концентрат в фарфоровую чашку диаметром 8—10 см, затем туда заливают воду и вращательными движениями взмучивают концентрат; шлаmistую 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. При флотации, особенно комплексных руд, не следует игнорировать визуальный метод оценки процесса. Опытный флотатор по цвету, структуре, устойчивости, степени минерализации и другим признакам пены уверенно определяет многие параметры флотации, в частности флотирующийся в данный момент минерал, недостаток или избыток реагентов, конец процесса.

Необходимость предварительного гравитационного обогащения устанавливают сравнением результатов флотации руды и хвостов гравитационного обогащения. Гравитацию проводят в две стадии: на первой стадии — отсадку грубоизмельченной руды и на второй — обогащение в короткокonusном гидроциклоне материала такой же крупности, как и при флотации. Концентрат отсадки доизмельчают и оба концентрата переочищают на столе так, чтобы выход готового концентрата не превышал 1—2 % от руды. Хвосты гравитации флотируют в условиях, одинаковых с условиями флотации руды. Предварительное гравитационное обогащение руд с мелким и, тем более, крупным золотом¹ и серебром обычно позволяет при последующей флотации получать более бедные хвосты. Если лабораторными экспериментами этого не обнаруживают, то эффективность гравитационного обогащения оценивают по содержанию благородных металлов в концентрате, а влияние предварительной гравитации на флотацию более детально изучают в полупромышленных условиях.

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; —0,071 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. [11]

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 (сода или известь). Известь при флотации некоторых руд обеспечивает лучшие результаты — извлечение золота возрастает, длительность флотации сокращается. Вместе с тем следует учитывать, что этот реагент при расходе выше некоторого предела (разного для разных руд)

подавляет флотацию золота и серебра. В связи с этим необходимо проводить тщательные эксперименты по определению оптимального и предельного расходов извести. При этом следует определять значения рН в жидкой фазе пульпы, а расход извести выражать содержанием 100 %-го оксида кальция.

Наиболее распространенными в промышленности и эффективными реагентами-собирателями при флотации золото- и серебро-содержащих руд являются ксантогенаты щелочных металлов и дитиофосфаты (аэрофлоты). Эти реагенты хорошо флотируют многие минералы золота и серебра — самородные, теллуриды, сульфиды серебра, а также сульфиды цветных металлов и железа, однако заметная доля благородных металлов обычно теряется с хвостами флотации. Потери представлены различными минеральными формами: относительно крупными частицами золота и серебра или частицами с покрытиями, частично окисленными сульфидами серебра, сростками золота и серебра с несульфидными минералами (гидроксидами железа, кварцем) и др. Следует отметить, что флотационные свойства многих минералов золота и большинства минералов серебра не изучены: В этих условиях исследователям приходится выполнять большую работу по выбору эффективных реагентов-собирателей и их сочетаний, определению оптимального реагентного режима, изысканию и применению новых реагентов. Испытывают ксантогенаты высших спиртов, различные дитиофосфаты, смеси ксантогенатов и дитиофосфатов, смеси ксантогенатов с различной длиной углеводородных цепей, а также аполярные реагенты — углеводородные масла (веретенное, трансформаторное, солярное, промышленное и др.).

Углеводородные масла могут улучшить флотируемость 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** с частотой вращения мешалки 8000 мин⁻¹ или в камере флотационной машины. 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 (5 % массы масла) делает эмульсию устойчивой в течение 2 сут. Хорошие эмульсии получают добавлением в смесь эмульгированием сульфгидрильных собирателей (ксантогенатов, диэтилдитиофосфатов и дитиофосфатов). Добавление этих соединений (5—7% массы 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 % сульфонола. Оптимальные параметры ультразвукового эмульгирования— частота 22 кГц, интенсивность 8 Вт/см², продолжительность 5 мин.

Устойчивая тонкодисперсная эмульсия мазута получается при следующем соотношении компонентов, % : мазут 2—4,2, ксантогенат калия или натрия 0,95—1,7, одно- и двухатомные спирты диоксанового и пиранового рядов 4—8,6, остальное — вода.

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 эмульсиях. Размер капелек можно определить микроскопическим методом.

Углеводородные масла снижают устойчивость пены, образованной сосновым маслом. Поэтому в сочетании с этими собирателями лучше применять вспениватели **Т-80** или **ОПСБ**.

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.

Помимо традиционных собирателей при исследовании некоторых руд (труднообогатимых и руд крупных месторождений) целесообразно испытывать новые реагенты-собиратели. Для флотации золотосодержащего пирита полезен реагент ИР-70, относящийся к классу алкилизотиурониевых солей и представляющий собой мелкокристаллический порошок желтоватого цвета, растворимый в воде. Реагент эффективен в щелочной среде в интервале рН 9,5—11, создаваемой содой, известью, сернистым натрием; обладает пенообразующей способностью. При флотации золотосодержащего пирита с ИР-70 по сравнению с бутиловым ксантогенатом можно повысить качество концентрата или извлечение золота с меньшим расходом собирателя. [12]

Извлечение серебра из свинцово-цинковых руд можно повысить, используя дополнительно к бутиловому ксантогенату реагент МИГ-4Э (бутоксипутенин). Реагент следует подавать в измельчение в виде водной эмульсии; расход 10—30 г/т. Аналогичный эффект, при флотации серебро-

свинцово-цинковых руд можно получить с помощью диметилвинилэтинилкарбинола или реагента оксафор-1107.

Предложенные в качестве вспенивателей нефтяные сульфоксиды при флотации золотосодержащих руд проявляют и собирательные свойства. Сульфоксиды обеспечивают хорошую пену, ускоряют флотацию и повышают извлечение золота из руд различных типов.

При флотации комплексных золото- и серебросодержащих руд полезно совместно с ксантогенатами применять карбамид.

В табл.1.1 указаны некоторые реагенты-собиратели, предложенные в последние годы зарубежными фирмами для флотации руд цветных и благородных металлов. Ксантогенаты являются коллективными собирателями — наряду с благородными металлами они флотируют все сульфидные минералы других металлов, некоторые из которых (арсенопирит, сульфиды железа) в ряде случаев не представляют промышленной ценности. Подавление флотации этих минералов традиционными способами ведет к снижению флотационной активности и благородных металлов. Кроме того, ксантогенаты образуют на поверхности золота прочные покрытия, существенно замедляющие растворение металла при цианировании. В связи с этим изыскание новых реагентов-собирателей, селективных к золоту и не препятствующих его растворению, является важным направлением совершенствования технологии флотации золотосодержащих руд.

Реагент, отвечающий этим требованиям, — изоамиловый эфир изоникотиновой кислоты. Это светло-желтая жидкость плотностью 1,033 г/см³ с температурой кипения 260 °С, хорошо растворимая в органических растворителях — этиловом спирте, диоксане, ацетоне, керосине.

Реагенты для флотации руд цветных и благородных металлов

Таблица 1

Реагент	Флотационное действие
Смесь меркаптана, имидазолина и вспенивателя	Собиратель и вспениватель; повышает извлечение золота из руд, содержащих телуриды золота – сильванит и кавалерит.
Вульфены или гидрокарбильные производные вульфенов или смесь вульфенов и их гидрокарбильных производных	Собиратель для сульфидов цветных металлов, золота и серебра.
Додецилмеркаптан	Собиратель минералов цветных металлов, золота и металлов платиновой группы.
Смеси алкилтионокарбаматов	Собиратели для флотации меди, серебра, золота, цинка.
Четвертичные аммониевые хлориды (трикаприлилметиламмонийхлорид и др.) или их основания совместно с перхлорной кислотой	Собиратель при флотации медных, никелевых, кобальтовых, серебросодержащих, хромсодержащих руд.
Ортогидрооксифенилоксим	Собиратель минералов цветных металлов, а также минералов благородных металлов - сильванита, калаверита, сперрилита, гессита.
Алифатический альдоксим с числом углеводородных групп ≥ 8 .	Собиратель минералов цветных и благородных металлов.
Орфом С 0800 (фирма Philips Chemical Co)	Сульфгидрильный собиратель для золота и других минералов; эффективнее ксантогенатов, дитиофосфатов и тионокарбаматов.
Продукт взаимодействия смеси углеводов, метилизобутилкарбинола, этилксан-тилэтилформиата и элементарной серы	Собиратель минералов цветных металлов, а также серебряных минералов – акантита, стефанита, пираргирита и др.

Растворимость в воде составляет около 300 л. Эфир — хороший собиратель для золота, самородной или цементной меди, халькопирита и весьма слабый для пирита и особенно арсенопирита. 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 их расходом. 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.

После выбора собирателя и определения условий его использования приступают к испытанию других реагентов. Для повышения извлечения благородных металлов можно испытать различные активаторы, например медный купорос, сернистый натрий, фосфорнокислый натрий. С помощью первых двух реагентов можно улучшить флотируемость ряда окисленных с поверхности золото- и серебросодержащих сульфидов; третий реагент в сочетании с известью активирует флотацию халькопирита, подавляя пирит и пирротин. Расход фосфорнокислого натрия не превышает 1 кг/т; в пульпу этот реагент подают в виде 5—10 %-го водного раствора. 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.

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 при расходе 2—4 кг/г полезно применять при флотации золотосодержащего пирита из шламистых руд. Подавать его можно и в контрольную флотацию.

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 флотационных машин, 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 навески и сгущением готовят порции пульпы соответствующей плотности. С изменением плотности пульпы изменяется эффективность действия 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 2 мин, первую

фракцию концентрата, за 3 мин после первой — вторую, за 5 последующих минут — третью, и так далее в течение времени, заведомо достаточного для окончания флотации. 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 продолжительность 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 режима работы флотационной машины. Лабораторные машины по сравнению с полупромышленными и промышленными обычно работают с повышенным удельным расходом воздуха и обеспечивают более интенсивное перемешивание пульпы. В этих условиях флотация заканчивается быстрее, однако крупные частицы золота и сульфидов могут остаться в хвостах. Поэтому программа подробных исследований по флотации (особенно грубоизмельченного материала) должна включать работу на машинах с различными частотой вращения импеллера и расходом воздуха.

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 взаимосвязанными, т. е. с изменением одного фактора изменяется и другой. Поэтому даже после проведения многочисленных опытов нет полной уверенности в том, что разработанный режим флотации действительно

является оптимальным. В связи с этим в исследованиях целесообразно использовать математические методы планирования экспериментов и обработки получаемых результатов, что позволит при минимальном числе опытов сделать объективные выводы.

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

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.

При определении числа контрольных и перечистных операций можно руководствоваться следующим:

- число контрольных операций следует увеличивать при флотации богатых руд и руд, содержащих труднофлотируемое 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 флотируемостью.

Получаемые при контрольных и перечистных операциях промпродукты следует изучать для определения их вещественного состава 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, загрязняющим 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 некоторых случаях обогащенные золотом фракции целесообразно цианировать. Шламистые фракции хвостов нередко обеднены золотом и могут быть отвальными продуктами.

Эффективный способ улучшения показателей — флотация в несколько стадий, обычно в две или три.

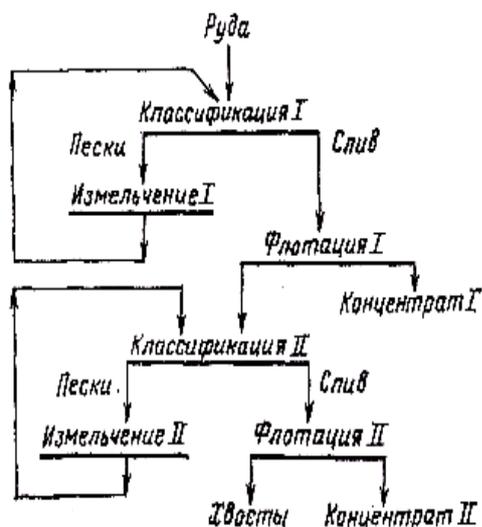


Рис.4. Схема двухстадиальной флотации

Первую стадию флотации проводят на материале, верхний предел крупности которого в 2—4 раза выше, чем во второй. Расход реагентов при двухстадиальной флотации обычно не выше, чем при одностадиальной. 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 удается выделить шлам с отвальным содержанием ценных компонентов.

1.2.3 ЦИАНИРОВАНИЕ

Цианирование основано на использовании в качестве растворителей золота и серебра солей цианистоводородной кислоты. Эти соли весьма токсичны, поэтому при работе с ними следует строго выполнять правила техники безопасности.

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 склянках. Этот раствор по мере необходимости 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 дозирования цианистых растворов весьма удобно устройство Г. С. Коновалова. Оно представляет собой обычную пипетку с надетым на верхний конец резиновым баллончиком (рис. 5). Баллончик сообщается с каналом пипетки через отверстие 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 поднимется 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 вместимостью 100 мл, добавляют 3—4 капли 5 %-го раствора йодистого калия и титруют до появления желтоватой мути йодистого серебра, не исчезающей при взбалтывании. Чтобы лучше заметить момент 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.

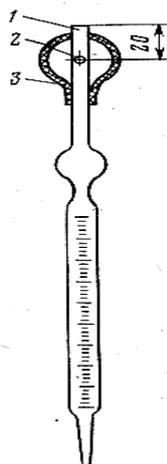


Рис.5. Устройство для дозирования токсичных растворов:

1 – пипетка; 2 – отверстие; 3 – резиновый баллончик.

Раствор азотнокислого серебра для титрования готовят следующим образом: навеску соли отвешивают на часовом стекле на аналитических весах, смывают дистиллированной водой через воронку в мерную колбу, перемешивают содержимое колбы до полного растворения соли, после чего добавляют воду до метки и хорошо перемешивают раствор. Концентрация раствора азотнокислого серебра зависит от концентрации цианида в титруемых растворах и от того, в какой форме предполагается выразить результаты титрования: в процентах KCN, NaCN или CN. Наиболее крепкими растворами AgNO_3 (табл. 16). можно пользоваться тогда, 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 свободного оксида кальция — суммы оксида кальция CaO и гидроксида кальция Ca(OH)₂. [13]

Для определения свободного оксида кальция в извести (активности извести) в склянку вместимостью 2 л заливают 1 л 2 %-го раствора сахара и засыпают 2 г тонкоизмельченной извести, закрывают склянку резиновой пробкой и перемешивают в течение 2 ч. Затем отстаивают раствор 12 ч, вновь перемешивают в течение 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 оксида кальция в извести рассчитывают по формуле

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

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

Используемый при анализе раствор сахара необходимо освободить от углекислоты, всегда присутствующей в дистиллированной воде. Для этого к раствору добавляют 2—3 капли раствора фенолфталеина и затем по каплям из пипетки известковой воды до появления слабозеленой 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 %-го спиртового раствора фенолфталеина). Для этого титруют свободный цианид, как описано выше. При появлении желтой мутности добавляют еще 2—3 капли раствора AgNO₃ и затем несколько капель раствора

фенолфталеина, после чего титруют раствором: щавелевой кислоты до исчезновения розовой окраски.

Концентрацию защитной щелочи, как правило, выражают в % СаО. Раствор щавелевой кислоты готовят растворением навески: массой 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 % СаО.

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, мг/л: серебро 0,05; медь 0,1; цинк 0,03; железо 0,05 и никель 0,4. Определениям мешают органические соединения, о наличии которых при сдаче проб на анализ следует предупреждать.

Надежным методом определения золота является метод, основанный на осаждении металла цинком. Известный объем 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 %-го 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 %-го раствора уксуснокислого свинца и 20—30 мл крепкого водного раствора HCl (1:1) и продолжают взбалтывать до тех пор, пока не начнется осветление раствора, выпадение белого осадка хлористого свинца и образование свинцово-цинковой губки. Отсутствие этого свидетельствует о недостатке 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, 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 фильтрования губку отжимают, подсушивают, заворачивают вместе с фильтром в фольгу и шерберуют. [14]

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, которую устанавливают на песчаную баню. В чашку заливают раствор (не более $2/3$ ее объема), по мере упаривания раствор доливают. Перед концом выпаривания, чтобы предупредить возможное разбрызгивание, в чашку засыпают 2—3 г глета.

Определение малых содержаний золота в цианистых растворах можно проводить с использованием ионообменных смол.

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.

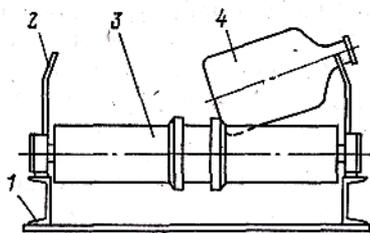


Рис. 6. Перемешиватель для открытых склянок:
1 — станина; 2 — фиксатор; 3 — валок; 4 — склянка
емкостью 0,5—1 л

Перемешиватель для закрытых склянок 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 перемешивателя и снятие склянок необходимы и для подкрепления раствора щелочью и цианидом.

В перемешивателе для открытых склянок (рис. 6) 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.

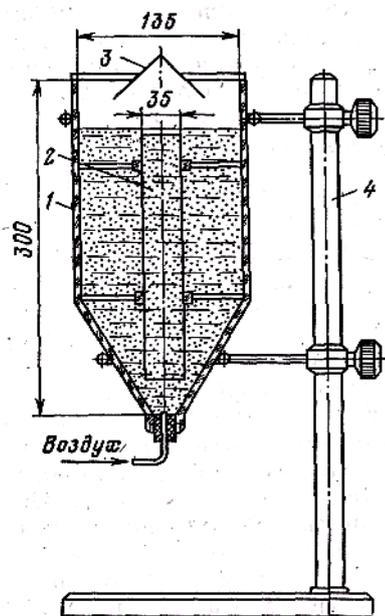


Рис. 7. Пневматический перемешиватель:

1 — корпус; 2 — труба; 3 — ограничитель; 4 — штатив

Пневматический перемешиватель (рис. 7) 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. 8) имеет три съемных сосуда вместимостью 5,2; 3 и 0,75 л. Интенсивность перемешивания в нем изменяют, устанавливая раз личную частоту 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.

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 обычными 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.

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; отстоявшуюся 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.

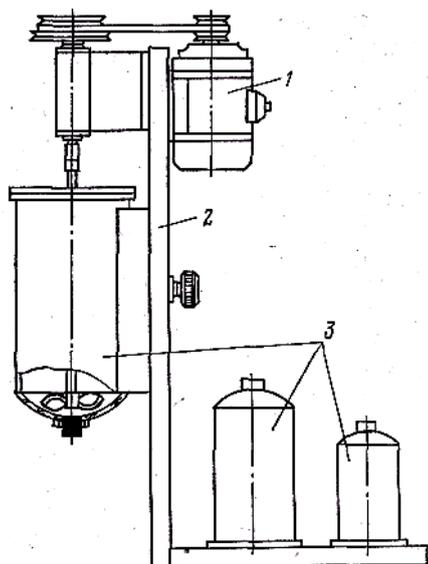


Рис.8. Перемешиватель с механической мешалкой:

1 – электродвигатель; 2 – станина; 3 – сменные сосуды.

Щелочную обработку (перемешивание материала в известковой среде) проводят с целью улучшения показателей последующего цианирования. Режим обработки определяют экспериментально, 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 отдельно. Это позволяет осуществить 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) при 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 добавляют столько оксида 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 определением концентрации цианида и извести в жидкой фазе. Твердую фазу и остатки жидкой фазы возвращают в перемешиватель. Пробу можно отобрать и от жидкой фазы пульпы после остановки перемешивателя и отстаивания. Убыль жидкой фазы, вызываемую титрованием и испарением, восполняют добавлением цианистого раствора или воды.

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

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

где q — масса извести для подкрепления, г; V — объем жидкой фазы в перемешивателе, мл; C — начальная концентрация оксида кальция или цианида, %; C_2 — концентрация оксида кальция или цианида в пробе, %; $C_{\text{изв}}$ — концентрация оксида 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 оксида 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 доз 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. Содержание 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. Под полным расходом понимают всю массу реагента, затраченного на цианирование, включая и остатки после цианирования в жидкой фазе. Эти остатки можно возвращать в процесс цианирования при обратном использовании цианистых растворов. Исключая из полного расхода реагентов остатки после цианирования в жидкой фазе получают безвозвратный расход. Обычно расход цианида не превышает 1—2 кг/т. Расход резко возрастает при цианировании руд, содержащих растворимые в цианиде минералы.

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 0,25% 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 разложение цианида с образованием легко летучей HCN.

Планируя опыты при различной температуре, следует учитывать, что температура пульпы в зимний период на многих фабриках снижается до 8—10 °С и даже ниже, а в летний период на фабриках, расположенных в южных районах страны, достигает 30 °С. При низких температурах растворение золота резко замедляется, подавляющее действие избытка гидроксида кальция возрастает; При повышенной температуре увеличивается расход цианида. Способы поддержания заданной температуры пульпы выбирают в каждой лаборатории с учетом имеющихся возможностей.

Операция выщелачивания при цианировании длится обычно около 24 ч, а на теллуристых рудах до 200 ч. Причина заключается в малой скорости растворения золота и теллуридов этого металла; чистое золото растворяется с максимальной скоростью 3,35 мг/(см²·ч) или 1,68 Мкм/ч. Известны следующие методы ускорения растворения золота и серебра при цианировании:

- более интенсивное перемешивание пульпы; замена NaCN на KCN; цианирование под давлением;
- использование в качестве окислителя чистого кислорода; цианирование при повышенной температуре (не выше 30—35 °С);
- физические и электрохимические воздействия на пульпу.

Испытывая тот или иной метод, необходимо определять его влияние не только на скорость растворения золота и серебра, но и на растворимость других компонентов руды, расход реагентов, последующую операцию осаждения благородных металлов.

Исследователями доказана возможность осуществлять цианирование в морской воде. Скорость растворения золота в этом случае несколько выше, оптимальное значение рН 10,2. К сожалению, не изучено влияние морской воды на растворение серебра, а также на осаждение благородных металлов из цианистых растворов, в частности ионообменными смолами в условиях многократного их использования.

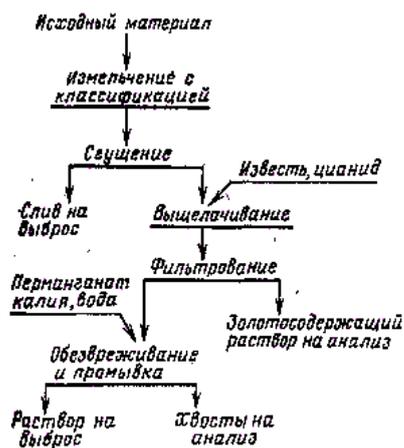


Рис. 9. Схема цианирования с измельчением материала в водной среде

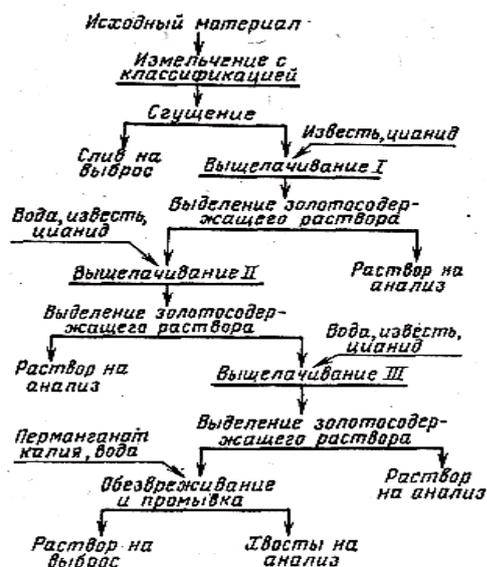


Рис. 10. Схема трехстадиального цианирования

В производственных условиях наиболее распространены следующие схемы цианирования:

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

2) схема стадийного цианирования;

3) схема с измельчением материала в цианистой среде и с обратным использованием растворов;

4) противоточная схема с применением многократного сгущения.

В лабораторных условиях первую схему можно воспроизвести. Так, как показано на рис. 9. После измельчения материал сгущают до максимальной плотности, если это не ухудшит показатели последующего выщелачивания.

Схема стадийного цианирования, осуществляемого в лабораторных условиях, показана на рис. 10. Золотосодержащие растворы после каждой стадии выщелачивания выделяют сгущением, или фильтрованием, или последовательным применением этих операций.

Противоточную схему цианирования целесообразно испытывать. В полупромышленных условиях.

Цианирование методом просачивания раствора осуществляют двумя способами:

- перколяцией — просачиванием раствора через слой материала и чане;
- кучным выщелачиванием — просачиванием раствора через кучу (штабель) материала на открытой площадке.

Перколяцию испытывают на песковых фракциях измельченных руд, а также на рыхлых и пористых рудах, огарках и других продуктах. Известны случаи перколяции руд крупностью —10 мм. При перколяции песковой

фракции руды шламистую фракцию обычно цианируют методом перемешивания. [15]

2. ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУДЫ

2.1 Подготовка проб руды к исследованиям

В качестве объекта исследования выбраны пробы руды месторождения Амантайтау (Северный участок).

Технологические пробы разделялись и подготавливались к исследованиям по схеме. Рис. 11.

В нее входят операции дробления, сокращения, перемешивания, измельчения, конечная крупность руды составляла - 3 + 0 мм.

С целью изучения вещественного состава руды были отобраны образцы для минералогического анализа, готовились средние пробы, которые анализировались методами спектрального, химического, рационального на золото и серебро и гранулометрического анализов.

2.2 Спектральный анализ средней пробы руды

Полуколичественный спектральный анализ выполнялся в спектральной лаборатории ИМР.

Результаты приведены в табл 2.

Таблица 2

№ п/п	Элементы	Содержание, %	№ п/п	Элементы	Содержание, %
1.	Кремний	>1	12	Цирконий	0,006
2.	Алюминий	> 1	13	Медь	0,01
3.	Магний	> 1	14	Цинк	0,006
4.	Кальций	> 1	15	Свинец	0,001
5.	Железа	> 1	16	Натрий	0,06
6.	Марганец	0,04	17	Барий	0,03
7.	Никель	0,006	18	Таллий	0,001
8.	Кобальт	0,003	19	Бериллий	0,001

9.	Титан	0.1	20	Мышьяк	0.2
10.	Ванадий	0,001	21	Иттрий	0,001
11	Хром	0,004	22	Иттербий	0,001

2.3 Химический анализ средней пробы руды.

Результаты полного химического анализа приведены в табл. 3

Таблица 3

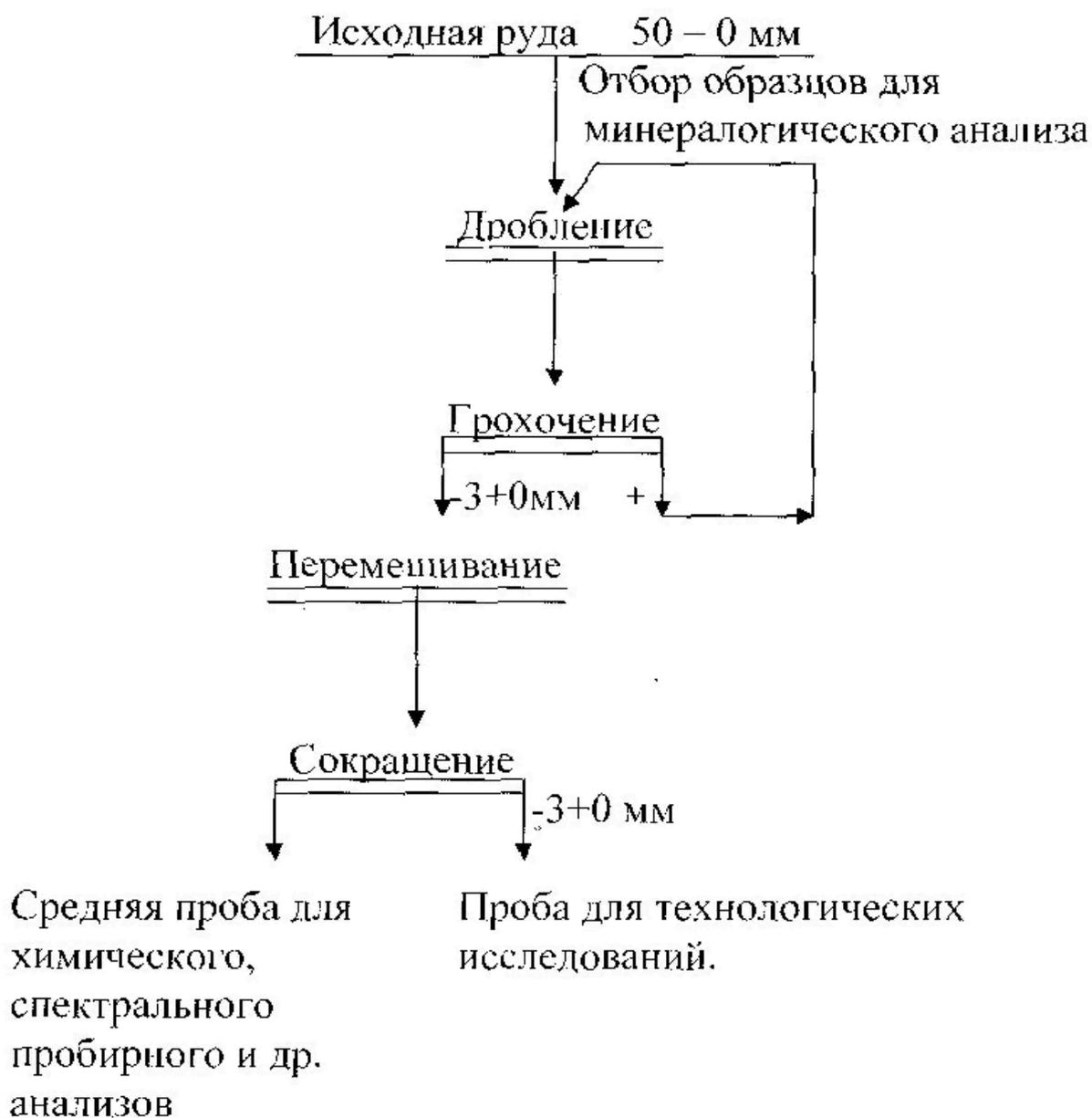
№ п/п	Компоненты, элементы	Содержание, %	№ п/п	Компоненты, элементы	Содержание, %
1.	Кремнезем	53,04	12.	Оксид фосфора	0,11
2.	Оксид железа +2)	8,98	13.	±Н ₂ О	0,60
3.	Оксид железа +3)	1,25	14.	Оксид серы (+6)	0,48
4.	Оксид титана	0,32	15.	Сера сульфид.	7,85
5.	Оксид марганца	0,05	16.	Мышьяк	0,16
6.	Глинозем	4,75	17.	Сурьма	<0,05
7.	Оксид кальция	6,44	18.	Медь	0,014
8.	Оксид магния	4,9	19.	Висмут	0,003
9.	Оксид калия	0,54	20.	Цинк	0,005
10.	Оксид натрия	0,26	21.	Золото, г/т	10,47
11.	Оксид углерода	9,35	22.	Серебро, г/т	4,11

2.4 Рациональный анализ руды на золото

Формы нахождения золота в руде изучались с помощью рационального анализа, который проводился по стандартной методике, основанной на последовательном выщелачивании из руды золота цианистым раствором после предварительного освобождения его от ассоциации с другими рудными и породообразующими компонентами. В схему была включена операция щелочной обработки, целью которой являлось освобождение золота от ассоциации с минералами сурьмы и мышьяка (кроме арсенопирита и соединений пятивалентной сурьмы). Вскрытие окисленных минералов

железа и марганца достигалось обработкой кеков I цианирования горячим раствором соляной кислоты. [16]

Рис. 12
СХЕМА РАЗДЕЛКИ И ПОДГОТОВКИ РУДЫ К ИССЛЕДОВАНИЯМ



Для освобождения золота, ассоциированного с тонкодисперсными сульфидами железа и др., применяли обжиг с последующей солянокислотной обработкой огарка.

Результаты приведены в табл. 4

Таблица 4

Результаты рационального анализа на золото и серебро.

Форма и характер ассоциации золота и серебра с рудными и породообразующими компонентами	Распределение			
	золото		серебро	
	г/т	%	г/т	%
Золото, серебро в виде свободных металлических зерен (амальгамируемые). Золото, серебро в виде сростков с др. компонентами, хлориды, простые сульфиды серебра (цианируемые).	-	-	-	-
	4,17	39,8	1,61	39,2
Золото, серебро, ассоциированные с минералами и химическими соединениями сурьмы, мышьяка; сульфат соли серебра (цианируемые после щелочной обработки).	-	-	-	-
Золото, серебро, ассоциированные с оксидами с гидрооксидами железа, марганца (цианируемые после солянокислотной обработки).	-0,2	1,9	1,2	29,2
Золото, серебро, тонковкрапленные в сульфидах (цианируемые после обжига и солянокислотной обработки)	6,0	57,3	1,2	29,2
Золото, серебро, тонковкрапленные в кварце и др. кислотнонерастворимых минералах.	0,1	1,0	0,1	2,4
Итого в руде:	10,47	100,0	4,11	100,0

2.5. Гранулометрический анализ руды.

Для выяснения распределения золота по классам крупности исходной руды (кл. крупности 3-0 мм) были подвергнуты гранулометрическому анализу. Результаты гранулометрического анализа пробы показаны в табл. 5

Таблица 5

Результаты гранулометрического анализа проб руды крупностью 3-0 мм.

Кл. крупности, мм	Выход, %	Содержание, г/т		Распределение, %	
		золото	серебро	золото	серебро
- 3 + 2,5	0,10	12,7	2,6	0,1	0,1
- 2,5 + 1,4	7,7	11,6	2,9	8,6	5,0
- 1,4 + 1,0	30,6	9,82	1,9	29,0	12,9
- 1,0 + 0,315	28,8	9,34	4,8	25,9	30,7
- 0,315 + 0,1	14,4	11,17	3,8	15,5	12,2
- 0,1 + 0,074	9,2	12,31	8,8	10,9	18,0
- 0,074 + 0	9,2	11,28	10,3	10,0	21,1
Руда - 3 + 0	100,0	10,4	4,5	100,0	100,0

Как следует из табл.5., в мелких классах заметно повышается содержание благородных металлов.

2.6. Измельчаемость руды.

Для выяснения характера измельчаемости руды проведены опыты измельчения руды проб крупностью 3-0 мм в лабораторной шаровой мельнице типа 40 м л при соотношении компонентов Т:Ж:Ш, равным 1:0,75:6 в течение различного времени измельчения. Измельченная руда подвергалась мокрому грохочению по классу - 0,074 мм. Характеристика измельчаемости приведена в табл. 6

Таблица 6

Зависимость выхода класса - 0,074 мм от времени измельчения руды

Класс крупности, мм	Выход класса (%) при времени измельчения, мин											
	0	10	20	35	50	60	70	80	90	100	110	120
-0,074	9,2	14,5	20,5	39,5	51,6	57	64	72	86,5	81,5	83,5	91,0

2.7. Минералогический анализ.

Исследуемая технологическая проба характеризуют золото-сульфидно-кварцевые руды. Изучение взаимоотношений рудных и жильных минералов, крупности золота и форм его нахождения, минералов-концентраторов золота, распределения по минералам, выделение технологического типа руд производилось оптическими и химико-аналитическими методами исследований: минералогическим, петрографическим, шлиховым, лазерным, атомно-абсорбционным, химическим и др.

Технологическая проба представлена штуфами кварц-карбонатного, колчеданного состава, обломками, метаалевролитов, слюдистокремнистых и углисто-слюдистых сланцев темно-серого, черного цвета. Структура пород микрогранобластовая, бластоалевролитовая, текстура в основном, массивная, реже неясно слоистая. Породы интенсивно прожилково кварцеваны, карбонатизированы. [17]

Перечень минералов, слагающих данные руды, их примерные количественные соотношения приведены в табл. 7

Таблица 7

Примерные количественные соотношения слагающих руды минералов, размеры их выделений

Минералы	Содержание в, %	Размеры, в мм	
		От	До
Золото самородное	знаки	0,001	0,05
Шеелит	знаки	0,03	0,08
Пирит	15,0	0,001	1,5
Марказит		0,01	0,25
Арсенопирит	0,3	0,01	0,2
Халькопирит	знаки	0,02	0,15
Блеклая руда	0,2	0,005	0,03
Пирротин	знаки	0,02	0,05
Галенит	знаки	0,01	0,015
Сфалерит	0,01	0,01	0,1
Цинкениит	знаки	0,01	0,1

Магнетит	0,1	0,02	0,06
Гетит	0,5	0,01	0,3
Углистое вещество	0,5	пленочные	скопления
Кварц	44,0	0,1	0,6
Карбонаты	20,5	0,1	0,5
Полевые шпаты	5,0	0,05	0,35
Мусковит, серицит	5,0	0,05	0,4
Каолинит	1,5	пленочные	скопления
Хлориты	6,0	0,1	0,3
Гипс	0,8	0,1	0,4
Апатит	0,3	0,04	0,2
Ильменит	0,3	0,02	0,1
Рутил	знаки	0,02	0,1
Турмалин	знаки	0,1	0,3

Ниже приводится краткое описание главных минералов технологической пробы.

Золото самородное является главным промышленно-ценным компонентом руды. Основным носителем и концентратом золота является пирит. Отмечается золото так же в арсенопирите, кварце, в блеклой руде и карбонате. Золото в материале проб распределяется весьма неравномерно. Содержание золота в минералах приведены в табл. 8

Таблица 8

Результаты атомно-абсорбционного анализа мономинеральных проб и смесей.

Минерал	Содержание, в г/т	
	золото	серебро
Пирит	62,2	10
То же	72,4	5,0
То же	64,4	12,0
Арсенопирит	50,0	16,0
То же	64,1	13,5
То же	65,7	13,5

Кварц белый	0,5	<0,1
Кварц серый	0,5	<0,1

Как видно, из табл. 8 и по результатам просмотра полированных шлифов можно сделать вывод, что основная часть золота связана с пиритом. По данным рационального анализа содержание золота в пробе, связанного с сульфидами составляет в сумме 57,3 %. Из-за мизерного количества блеклой руды определить в ней содержание золота не представлялось возможным. На нерудные минералы приходится незначительная часть золота 1-2 %.

По классификации Н.В. Петровской, золото в рудах тонкодисперсное, пылевидное и очень мелкое. Примерные подсчеты показали, что первые два класса крупности золота в руде присутствуют приблизительно в равных количествах, а на долю очень мелкого приходится незначительная часть- 1-3 % от всего золота в руде.

Золотники имеют разнообразную форму. Тонкодисперсное и пылевидное золото представлено каплевидными, комковатыми частицами, изометричными вкраплениями, проволочными извилистыми проческами. Для очень мелкого золота установлены пластинчатые, комковатые золотины, в пирите, арсенопирите и в блеклой руде. Золото образует различного вида сростки, дает секущие прожилки, образует срастания с ними, редко отмечается в виде точечной сыпи. Золото в перечисленных сульфидах распределяется неравномерно. В кварц карбонатных жилах самородное золото образует единичные сростки.

ПИРИТ является одним из наиболее распространенных сульфидов, содержание его в пробе 15 %. Пирит, в основном, отмечается в породах, более редко встречается в кварц-карбонатных жилах, образует колчеданные штуфы. В породах наиболее обогащены серицитизированные участки. В породах и колчеданных штуфах пирит образует тонко и мелкодисперсные образования и их скопления, реже кристаллики кубической и

пентагондодекаэдрической формы. В породах также образует тонкие секущие прожилки кристаллического и зернистого строения. В кварц-карбонатных жилах отмечается в виде единичных, рассеянных кубических и пентагондодекаэдрических кристалликов, редких нитевидных прожилков и гнездообразных скоплений. Размер выделений пирита от 0,001 до 1,5 мм. В руде минерал встречается в виде образований с четкими ограничениями. Часто в пирите отмечается сложное зональное строение. В пробе вокруг хорошо ограненных кристаллов отмечаются зонки пирита неправильной формы, а также в единичном случае встречено колломорфное зональное выделение переходной разновидности пирита в марказит.

Пирит является главным концентратором золота. Золото встречается как в платном, так и кавернозном пиритах. В них золото отмечается в виде различного вида вростков, проволочных просечек, редко секущих прожилков, а также образует с пиритом тесные сростания. Кроме золота, пирит образует различного вида сростания с халькопиритом, блеклой рудой, арсенопиритом, а так же содержит включения зерен последних двух минералов и прожилки гетита.

Химическим анализом в пиритах установлены: селен и теллур, данные анализа показаны в табл. 9

Таблица 9

Содержание селена и теллура в пиритах, арсенопиритах

№ № п/п	Минерал	Содержание, г/т	
		Селен	Теллур
1.	Пирит	3	7
2.	То же	7	22
3.	То же	8	35
4.	Арсенопирит	8	35
5.	То же	6	30

АРСЕНОПИРИТ. Содержание минерала в пробе незначительное. Встречается в породах совместно с пиритом в виде включений ромбических, призматических кристаллов, изометричных зерен, образуя неравномерную вкрапленность. Размер кристаллов и зерен колеблется от 0,01 до 0,5 мм. Арсенопирит образует сростания с пиритом, с блеклой рудой, часто содержит включения самородного золота. Содержания золота в арсенопиритах приведены в табл.8. Химическим анализом в арсенопиритах установлено наличие селена и теллура, данные приведены в табл. 9.

БЛЕКЛАЯ РУДА содержится в пробе в количестве 0,2 %. Отмечается в слюдисто-кремнистых сланцах и колчеданных штуфах в виде ксеноморфных зерен размером 0,005 до 0,25 мм, преобладающий размер до 0,015 до 0,05 мм. Блеклая руда, в основном, отмечается в сростании с другими рудными минералами такими как пирит, арсенопирит, халькопирит. Часто содержит включения зерен пирита, арсенопирита, различного вида вросток. В пробе отмечаются тесные сростания блеклой руды и самородного золота, но чаще минерал содержит самородного золота в виде вростков, просечек. Из-за незначительного содержания блеклой руды в пробе и тесного сростания с другими минералами определить в ней золото не представилось возможным. В пробе локальным спектральным анализом в минерале устанавливается повышенные содержания серебра, цинка до 1 %.

ХАЛЬКОПИРИТ встречен в пробах, реже в кварцевых штуфах совместно с другими сульфидами. Наиболее часто халькопирит встречается в сростаниях с пиритом, блеклой рудой, сфалеритом, а также изредко сам содержит ксеноморфные включения этих минералов. Выделения самородного золота в халькопирите не обнаружены, но в единичных случаях в пробе отмечаются сростания самородного золота в халькопирите. Форма выделений последнего в основном неправильная.

Размер их колеблется от 0,02 до 0,15 мм, преобладающий размер 0,025 - 0,06 мм.

ГАЛЕНИТ в виде единичных образований наблюдается в аншлифах. Минерал образует мелкие включения в кварцевых прожилках. Размер их не превышает 0,015 мм.

СФАЛЕРИТ. В пробе единичные зерна минерала встречены в продуктах обогащения. Сфалерит образует выделения неправильной формы, встречается в сростаниях с халькопиритом, редко пиритом.

ГЕТИТ отмечается в слюдистых, слюдисто-кремнистых сланцах и колчеданных штуфах в виде самостоятельных выделений, зернистых агрегатов, выполняющих микротрещины и пустоки в пиритах, редких пленок на зернах пирита. Размеры выделений колеблется от 0,01 до 0,3 мм, преобладающий размер 0,035-0,1 мм.

КАРБОНАТЫ в руде представлены доломитом и кальцитом. В пробе дополнительно отмечается анкерит. Содержание карбонатных минералов приведены в табл. 7. В пробе карбонаты образуют комплексные жилы, в которых преобладает анкерит, доломит, а кальцит отмечается в виде небольших гнезд, выполняет интерстиции.

Состав карбонатных жил определен термическим анализом.

Карбонаты в жилах крупнокристаллические в нитевидных прожилках тонко-и мелкозернистые, корочки и пленки так же сложены тонкозернистым материалом. Из рудных минералов в карбонатных жилах, гнездах отмечается только пирит, который образует как единичные кристаллы, так и колчеданные скопления.

Золота в карбонатах либо отсутствуют, либо содержание его незначительно и приведены в табл. 8.

КВАРЦ является главным нерудным минералом проб (табл.7). Минерал слагает карбонатно-кварцевые жилы и входит в состав вмещающих пород. В основной массе пород он представлен тонкозернистой разновидностью. В жилах и в прожилках отмечается среднекрупнозернистый кварц. В жильном кварце рудная минерализация отмечается в виде редких включений, чаще отмечается по трещинам.

Самородное золото встречено в средне-крупнозернистом кварце в виде единичных включений, относящихся к классу пылевидного золота. [18]

ВЫВОДЫ ПО ИЗУЧЕНИЮ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУДЫ

1. Изученная технологическая проба является представительными для сульфидных руд месторождения Амантайгау (участок Северный).
2. Главные рудные минералы в пробе - самородное золото, пирит, в меньшей мере арсенопирит. Нерудная часть пробы представлена кварцем, карбонатами, полевыми шпатами, слюдистыми и глинистыми минералами.
3. Основным промышленно ценным компонентом руды является самородное золото. Содержание его в пробе составило 10,47 г/т.
4. Золото в пробе руды преимущественно тонкодисперсное и пылевидное, очень мелкое. Количество золота связанного с сульфидами составляет 57,3 %.
5. Попутным полезным компонентом в пробе является серебро, определенный интерес может представить сера сульфидная, которая содержится в пробе 7,85 %.
6. Вредными примесями в руде являются мышьяк - 0,16 %, сурьма < 0,05 и глинозем - 4,75 %.
7. Исходя из результатов изучения вещественного состава руды, для извлечения благородных металлов из руды следует наиболее рациональным способом считать флотацию.

3. ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ

3.1. Методы, аппаратура и направление исследований

На основании изучения вещественного состава руды, характера вкрапленности минералов, а также на основании литературных данных, в качестве основного метода обогащения была принята флотация; в качестве вспомогательных - цианирование исходной руды и продуктов обогащения и гравитационное обогащение руды. Результаты обогащения оценивались по данным спектрального и химического анализов (золота и серебра с помощью атомно-абсорбционного спектрометра фирмы «Перкин - Элмер»). В конечных продуктах оценивали содержание ценных и вредных примесей. Измельчение руды проводилось в лабораторной шаровой мельнице марки 40 мл при соотношении руды, воды и шаров Т:Ж = Ш = 1: 0,75 : 6.

Гравитационные опыты проводились на концентрационном столе марки 30 КС.

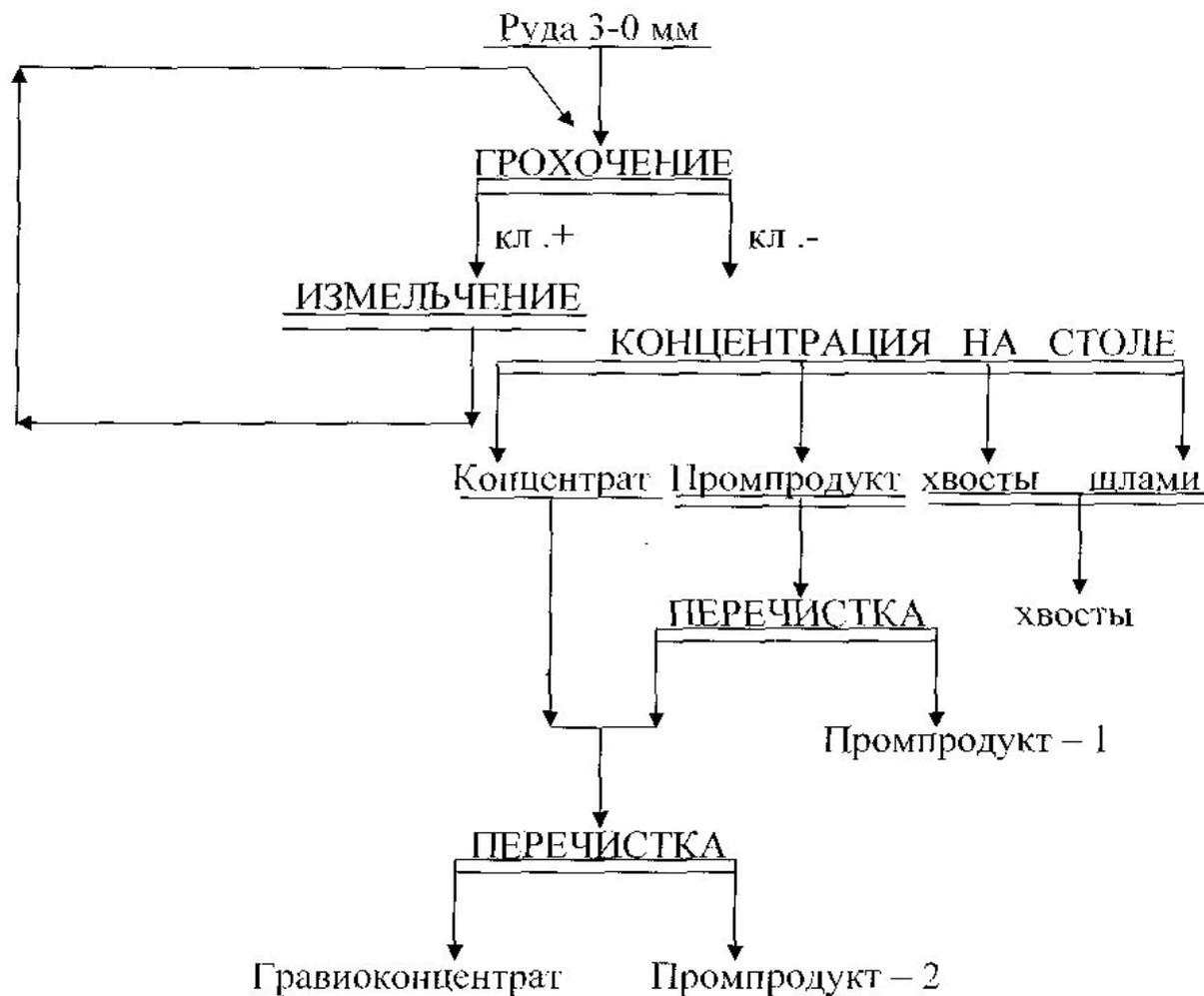
Флотация руды осуществлялась в лабораторных флотомашинах марки 237 ФЛ-А и 240 ФЛ-А с камерами, емкостью 3,0 и 1,0 л и во флотомашине «МЕХАНОБР» с камерой, емкостью 0,5 л.

3.2. Гравитационное обогащение руды.

Опыты по гравитационному обогащению руды проводили на концентрационном столе марки 30 КС.

Схема обогащения показана на рис.13. Пробы руды измельчали до различной крупности и затем каждую пробу обогащали на концентрационном столе при следующем режиме работы: частота колебаний 110 ходов в минуту, амплитуда колебаний - 11 мм, поперечный уклон деки - 20 мм/м, расход смывной воды - 4,5 л/мин. [19]

Рис.13. СХЕМА ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ



Опыты проводились при крупности измельчения руды 1,0; 0,5; 0,25 и 0,1 мм.

Результаты лучших опытов при оптимальной крупности приведены в табл. 10.

Результаты опытов гравитационного обогащения руды в оптимальном режиме.

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %		Оптимальная крупность измельчения, мм
		Au	As	Au	As	
Концентрат	4,2	84,0	12,9	34,8	13,2	0,5+0
Промпродукт-1	3,6	19,3	7,3	6,8	6,3	
Промпродукт-1	10,4	6,9	5,4	7,1	13,5	
Хвосты стола	31,8	6,36	3,4	51,3	67,0	
Руда	100,0	10,14	4,14	100,0	100,0	

Из табл. 10 видно, что при гравитационном обогащении руды получен концентрат с выходом 4,2 %, содержащий 84,0 г/т золота, извлечение которого составляет 34,8 %. Оптимальная крупность измельчения руды для гравитационного обогащения 0,5 + 0 мм.

3.3. Флотационное обогащение руды.

За основу при исследованиях флотации была принята схема, разработанная ранее для сульфидных руд месторождения Амантайтау. Схема включала операции основной флотации, две перечистки пенного продукта, доизмельчение до 95 % класса - 0,074 мм камерного продукта и контрольную флотацию с половинным расходом исходных реагентов (рис.14).

В ходе исследований проводилась уточнение расходов реагентов и крупности измельчения исходной руды. В табл. 11 приведены оптимальные расходы реагентов и крупности измельчения руды, в табл. 12 - результаты

флотации по разработанным схемам в открытом цикле и в табл. 13 - в замкнутом цикле (по принципу непрерывного процесса; на 8 навесках).

Крупность измельчения исходной руды варьировалась от 64 до 95 % кл. - 0,074 мм, расходы (в г/т): соды 0-3000, медного купороса 0-1500, БКК (бутилового ксантогената калия) - 50-200, Т-80-40-100. В контрольную флотацию загружалось половинное количество реагентов, перечистки проводились без реагентов. Обязательной является операция доизмельчения хвостов основной флотации перед контрольной. [20]

Таблица 11

Оптимальные расходы реагентов и крупность измельчения для флотации проб руды

Оптимальные значения параметров процесса	Проба руды
Крупность измельчения исходной руды % кл.- 0,074 мм	80
Расход реагентов в основную флотацию, г/т: соды	1500
Медного купороса	300
БКК	150
Т - 80	60
В контрольную, г/т: соды	750
Медного купороса	150
БКК	75
Т - 80	30
Перечистки:	Без реагентов

Рис. 14 СХЕМА ФЛОТАЦИИ В ОТКРЫТОМ ЦИКЛЕ

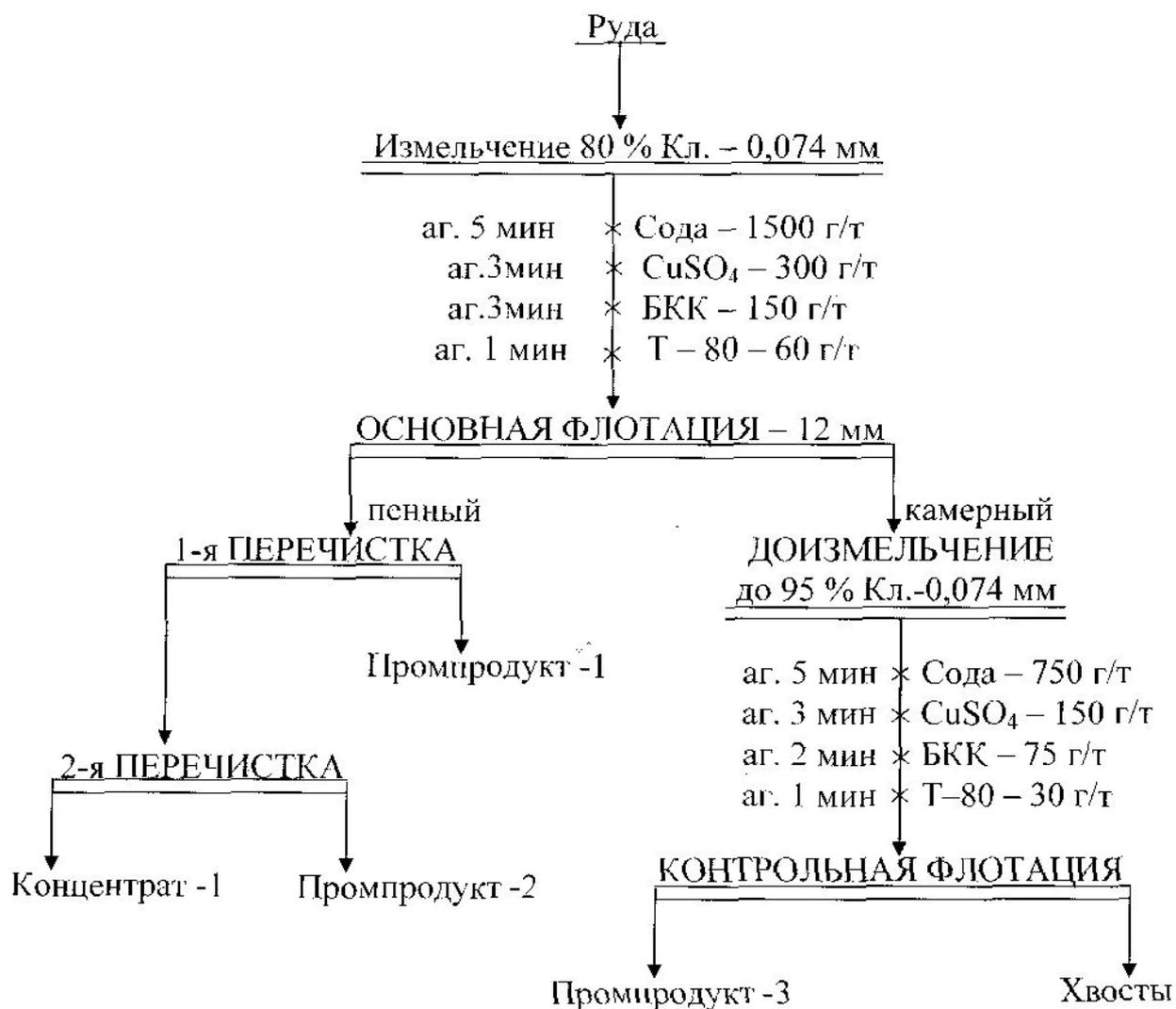


Таблица 12

Результаты флотации руды по разработанной схеме в открытом цикле

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Золото	Серебро	Золото	Серебро
Концентрат	14,9	63,0	19,7	89,7	70,6
Промпродукт-1	6,9	3,9	1,5	2,6	2,5

Промпродукт-2	2,8	6,6	6,6	1,8	4,5
Промпродукт-2	4,1	6,2	8,4	2,4	7,6
Хвосты	71,3	0,52	0,86	3,5	14,8
Руда	100,0	10,47	4,15	100,0	100,0

Таблица 13

Результаты опытов флотации по принципу непрерывного процесса

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Золото	Серебро	Золото	Серебро
Концентрат	19,6	52,6	17,2	98,4	81,9
Хвосты	80,4	0,2	0,92	1,6	18,1
Руда	100,0	10,47	4,11	100,0	100,0

Как следует из табл.13, при флотационном обогащении проб в концентрат, содержащий 52,6 г/т золота и 17,2 г/т серебра, извлекается 98,4 и 81,9 % соответственно.

В табл.14 приведены результаты полуколичественного спектрального анализа продуктов обогащения - концентратов и хвостов, в табл. 15 химического анализов, в табл. 16 - минералогического анализов.

Рис. 15 СХЕМА ФЛОТАЦИИ РУДЫ ПО ПРИНЦИПУ НЕПРЕРЫВНОГО ПРОЦЕССА

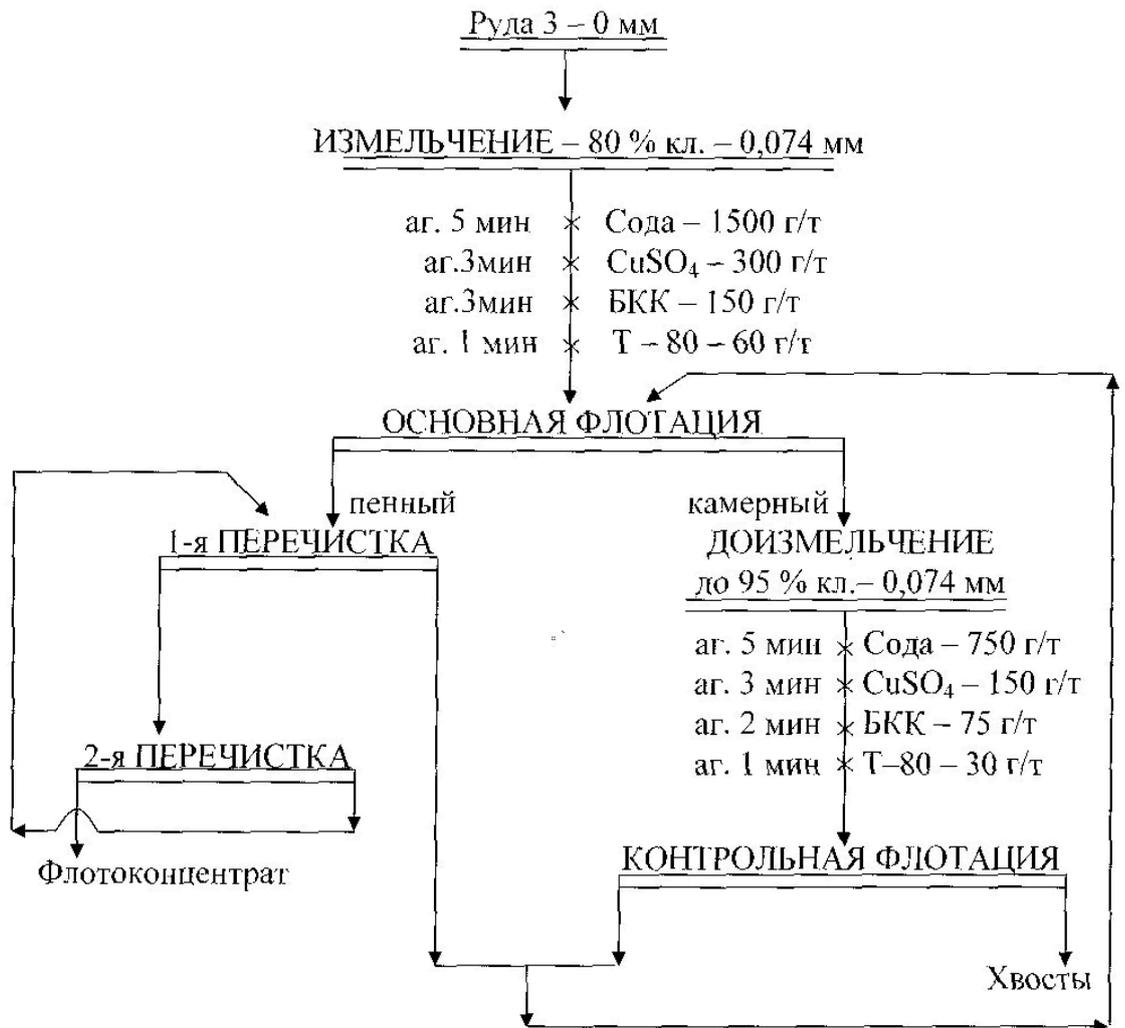


Таблица 14

Результаты спектрального анализа обогащения проб руды

Элементы	Содержание, %		Элементы	Содержание, %	
	Флоток-т	Хвосты		Флоток-т	Хвосты
Кремний	>1	>1	Цинк	0,009	0,003
Алюминий	>1	>1	Сурьма	0,03	0,006
Магний	>1	>1	Мышьяк	~1	0,02
Кальций	>1	>1	Бериллий	<0,001	-
Железо	>1	>1	Галлий	<0,001	<0,001
Марганец	0,03	0,01	Барий	0,03	0,02
Никель	0,006	0,006	Стронций	0,01	0,01
Кобальт	0,003	0,003	Ванадий	0,001	0,001
Титан	0,1	0,1	Молибден	<0,001	0,001
Хром	0,004	0,003	Скандий	0,001	0,001
Цирконий	0,006	0,004	Иттрий	0,001	0,001
Мерц	0,1	0,02	Натрий	0,01	0,02
Свинец	0,02	0,001	Иттербий	<0,001	<0,001

Таблица 15

Результаты химического анализа обогащения проб руды

Элементы	Содержание, %		Элементы	Содержание, %	
	Конц-т	Хвосты		Конц-т	Хвосты
Оксид кремния	15,9	62,12	Оксид фосфора	0,08	0,13
Железо вал.	35,24	1,89	Сера сульфида	39,65	0,38
Оксид титана	0,25	0,32	П.п.п.	Не опр.	13,8
Оксид марганца	0,028	0,1	Мышьяк	1,0	0,02
Глинозем	3,25	4,83	Сурьма	0,03	0,006
Оксид кальция	0,70	8,27	Медь	0,10	0,016
Оксид магния	1,01	6,25	Цинк	0,009	0,003
Оксид калия	0,53	0,60	Свинец	0,021	0,001
Оксид натрия	0,04	0,27	Золото, г/т	52,6	0,2
Оксид углерода (+)	0,6	11,82	Серебро, г/т	17,2	0,92
Оксид серы (+)	0,47	<0,1			

Результаты минералогического анализа флотоконцентрата проб руды

Минерал	Содержание, %	Минерал	Содержание, %
Золото самородное		Цинкениит	знаки
Пирит	73,0	Гетит	0,3
Арсенопирит	2,2	Кварц	11,6
Халькопирит	знаки	Карбонаты	1,25
Блеклая руда	то же	Полевые шпаты	1,8
Пирротин	то же	Серицит	4,0
Галенит	то же	Каолинит	3,0
Сфалерит	то же	хлориты	1,7

Как видно из табл. 13 – 16, флотоконцентраты преимущественно состоят из пирита 73 %, арсенопирита – 2,2 %, кварца – 11,6 %, карбоната – 1,25 %, полевых шпатов – 1,8 % и др. Кроме золота, серебра, железа и серы, других полезных компонентов практически не содержат. Содержание мышьяка – 1,0 %, сурьмы – 0,03 %, глинозема – 3,25 %, т.е. они отвечают необходимым требованиям (ТУ).

4. ЦИАНИРОВАНИЕ ИСХОДНОЙ РУДЫ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

4.1. Методика исследований применяемой аппаратуры.

Объектом лабораторных исследований явилась технологическая проба руды Северного участка месторождения Амантайтау, продукты ее обогащения - флотоконцентраты. Гидрометаллургическую переработку руды и продуктов ее обогащения проводили методом сорбционного выщелачивания.

Сорбционное выщелачивание осуществлялось на усредненных пробах путем перемешивания навески (100-200 г) в открытых стеклянных бутылках емкостью 0,75 л на бутылочном агитаторе конструкции ИРГИРЕДМЕТа. эксперименты по сорбционному цианированию проводились в направлении установления минимально необходимой

концентрации цианистого натрия, защитной щелочи, продолжительности цианирования, крупности материала. В качестве сорбента использовалась смола марки АМ-2Б класса «А» в CN^- форме. Загрузка смолы составляла 2,5 % от объема пульпы. Концентрация цианистого натрия и защитной щелочи в пульпе определялась и поддерживалась на необходимом уровне в течение каждого опыта.

4.2. Цианирование исходной руды.

В средней пробе содержание благородных металлов составило (в г/т): золото – 10,47, серебра – 4,11. В ходе исследований оценивались следующие параметры: концентрация цианистого натрия (0,05 – 0,08 – 0,1 – 0,15 – 0,2 %); продолжительность выщелачивания (18 - 24 - 36 ч), тонина помола (85 % - 90 % - 95 % - 100 % кл.- 0,074 мм, 100 % - 0,44 мм).

Опыты проводились по схеме, представленной на рис.4.1.

Оптимальный режим сорбционного цианирования, установленный в ходе исследований приведен ниже:

Концентрация цианистого натрия – 0,08 %;

Тонина помола % кл. – 0,074 мм – 90 % ;

Продолжительность цианирования – 18 ч;

Отношение Ж : Т = 2 : 1 ; C_{CaO} – 0,02 % ; загрузка смолы – 2,5 от объема пульпы;

Содержание в кеке цианирования г/т, золота – 6,1;

Содержание в кеке цианирования г/т, серебра – 2,5;

Извлечение на смолу, раствор золота – 41,7 % ;

Извлечение на смолу, раствор серебра – 39,2 %.

Как видно из приведенных данных, извлечение золота из проб выше, чем при проведении рационального анализа (кек I цианирования). Это объясняется тем, что при проведении опытов по сорбционному цианированию материал технологических проб измельчался тоньше 90 % кл. – 0,074 мм, чем при проведении рационального анализа (85 % кл. – 0,074 мм).

4.3. Цианирование флотоконцентрата.

Сорбционное цианирование концентратов проводилось по той же схеме, что и цианирование руды (рис.16) концентрация цианистого натрия принята 0,2 %, продолжительность цианирования (4+20 ч), загрузка смолы АМ-2Б- % от объема пульпы. Содержание благородных металлов в концентрате. Золота – 52,4 г/т, серебра – 17,2 г/т.

Рис.16 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ
ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА

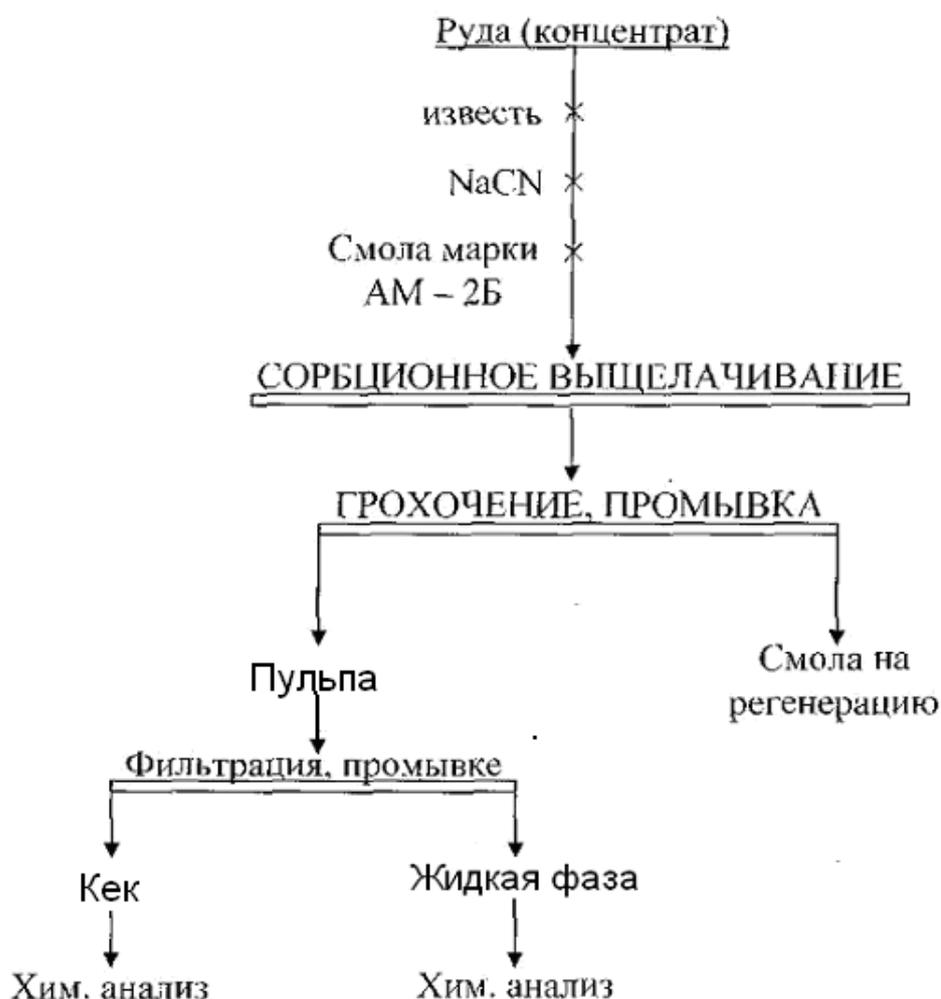
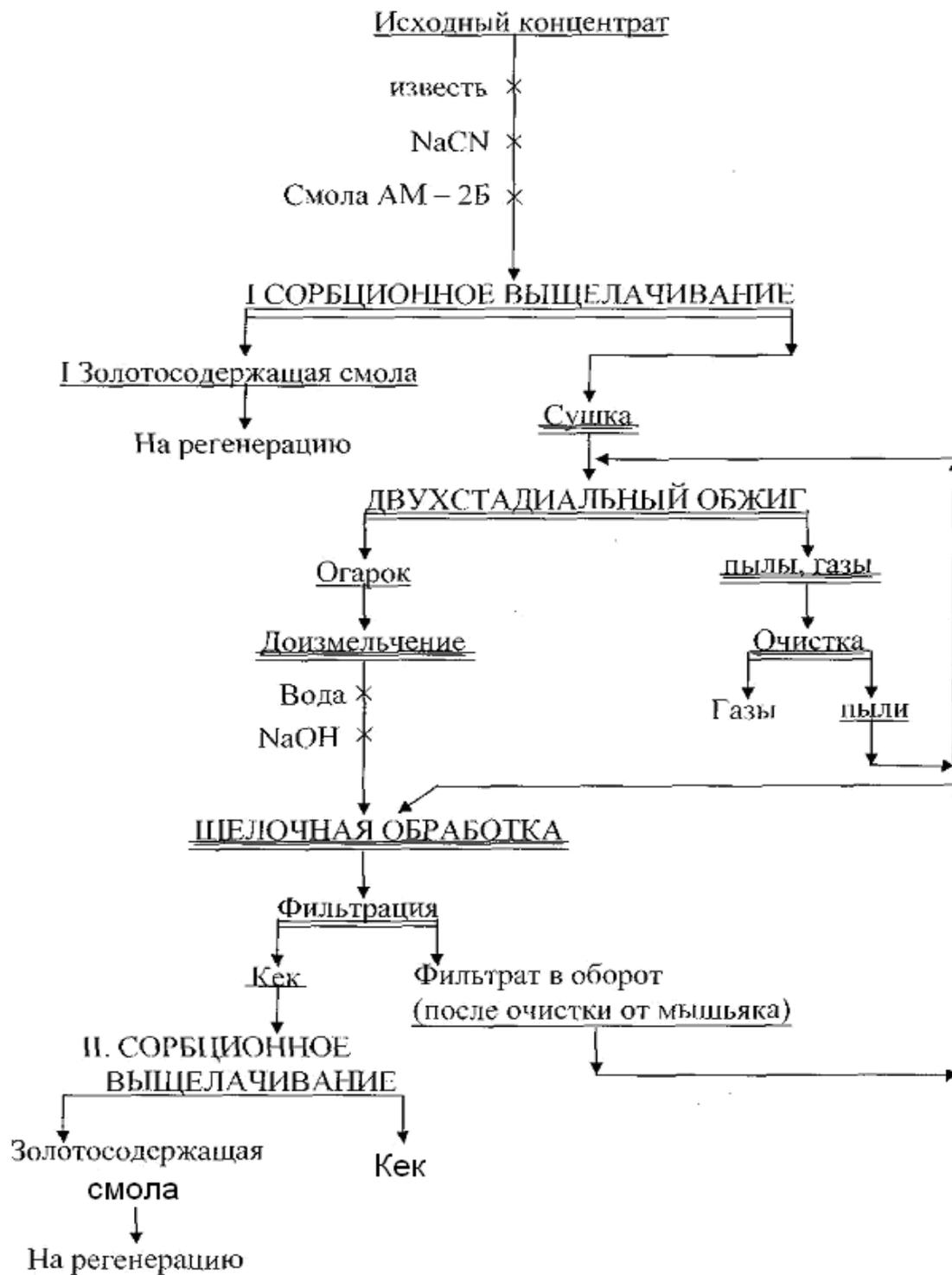


Рис.17 СХЕМА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУДЫ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ



Извлечение золота из флотоконцентрата методом одностадиального сорбционного цианирования дает низкие показатели. С целью доизвлечения золота из флотоконцентратов после сорбционного цианирования проводились опыты по схеме рис.17; кеки цианирования подвергались двухстадиальному обжигу, затем огарки обрабатывались раствором едкого натра концентрацией 100 г/л при отношении Ж : Т = 2:1, продолжительности выщелачивания 6 ч, температура 90-100°С, далее осуществлялось II цианирование кеков щелочной обработки при следующих условиях:

- концентрация цианистого натрия – 0,1 % ;
- концентрация защитной щелочи – 0,02 % ;
- отношение Ж : Т = 2:1;
- продолжительность цианирования – 24 ч;
- загрузка смолы АМ – 2Б 3 % от объема пульпы.

Результаты опытов приведены ниже:

Содержание в кеке I цианирования, г/т

золота – 27,0;

серебра – 6,8.

Выход кека щелочной обработки – 79,6 % ;

Содержание в кеке II цианирования, г/т

золота – 57,8 % ;

серебра – 41,7 %.

В табл.17 приведены сводные данные по извлечению золота и серебра из флотоконцентрата по схеме (рис.17).

Таблица 17

Сводные данные по извлечению благородных металлов из флотоконцентрата

Содержание в исх. концентрате, г/т		Извлечение при I цианировании, %		Извлечение при II цианировании, %		Суммарное извлечение из концентрата, %	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
52,4	17,2	48,4	60,3	29,8	28,1	78,2	88,4

Таким образом, по предложенной схеме переработки флотоконцентрата можно извлечь:

Золота – 78,2 %, серебра – 88,4 % .

Сквозное извлечение из руды золота составит 76,95 %, серебра 72,4 % .

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Технологические испытания проводились на пробе, представляющей сульфидные руды северного участка месторождения Амантайтау. Содержание золота в пробе составляет 10,47 г/т. Основными рудными минералами в пробе являются золото самородное, пирит, в меньшей мере арсенопирит.

Нерудная часть проб представлена кварцем, карбонатами, полевыми шпатами, слюдистыми и глинистыми минералами.

По данным минералогического анализа самородное золото в пробе преимущественно тонкодисперсное, пылевидное и очень мелкое. Согласно рациональному анализу в изученной пробе (крупностью 85 % кл. – 0,074 мм) количество цианируемого золота – 39,8 %.

Попутным полезным компонентом в пробе является серебро, определенный интерес может представить сера сульфидная, которой содержится в пробе - 7,85 %, а также оксид железа – 9 %.

По результатам исследований для переработки данной руды рекомендуется флотационная схема обогащения, которая включает измельчение руды до крупности 80 % кл. – 0,074 мм, основную флотацию до 95 % кл. – 0,074 мм и контрольную флотацию.

По этой схеме получают флотоконцентрат, содержащий 52,4 г/т золота и 17,2 г/т серебра при извлечении металлов 98,4 % и 81,9 % соответственно.

Проведено сорбционное цианирование исходной руды, флотоконцентрата. В исследуемой пробе руды количество цианируемого золота составило 39,8 %, серебра 39,2 %.

Для переработки флотоконцентрата принята схема, включающая операции : I цианирование флотоконцентрата, двухстадиальный окислительный обжиг, щелочную обработку огарка, I I цианирование (огарка). Переработка флотоконцентрата по этой схеме дает возможность достигнуть извлечения 78,2 % золота и 88,4 % серебра от исходного концентрата. Таким

образом, по разработанной схеме можно получить сквозное извлечение золота – 76,95 %, серебра – 72,4 %.

Проведены исследования по анализу и очистке сточных вод схемы. Рекомендуется организация водооборота.

На основании проведенных испытаний можно сделать вывод, что руды Северного участка месторождения Амантайтау обогащаются с высокими показателями. Флотоконцентраты относятся к разряду упорных и требуют специальных методов переработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ ИСТОЧНИКОВ

1. Каримов И.А. «По пути углубления экономических реформ», Ташкент: «Ўзбекистон», 1995.
2. Каримов И.А. «Узбекистан – государство с великим будущим», Ташкент: «Ўзбекистон», 1992.
3. Каримов И.А. «Узбекистан на пороге XXI века. Угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса», Ташкент: «Ўзбекистон», 1997.
4. Каримов И.А. «Наша высшая цель - независимость и процветание родины, свобода и благополучие народа», Ташкент: «Ўзбекистон», 2000.
5. Зеленов В.И. «Методика исследования золотосодержащих руд». Издание 2, Москва, «Наука».
6. Труды международной научно-практической конференции «Проблемы рудных месторождений и повышение эффективности геологоразведочных работ». Ташкент: изд. ИМР, 2003, 470 стр. Гл. Ред. Ахмедов Н.А., Ред. Коллегия Голованов И.М., Исаходжаев Б.А. и др.
7. Материалы республиканского научно-технического семинара «Проблемы переработки минерального сырья Узбекистана». Ташкент: изд. ИМР, 2005, 150 стр. Гл. Ред. Ахмедов Н.А., Ред. Коллегия: Исаходжаев Б.А., Попов Е.Л., Ахмедов Х.А. и др.
8. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. «Геохимия золота. Ресурсы и технологии России». Справочное издание, Москва: Изд-во РУДН, 2004, 431 стр.
9. Хабилов В.В., Забельский В.Н. и др. «Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья», Москва: Недра, 1998, 272 стр.
10. Амбаров З.В., Нижегородцева Н.О. «Усовершенствование ионообменной технологии извлечения золота из пульпы», Горный журнал № 4, 1995
11. Бубнов В.К., Голик В.И. и др. «Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благородных металлов», Акмола: Жана-Арка, 1995, 602 стр.

12. Лодейщиков В.В. «Поведение благородных металлов при обжиге пиритных концентратов». Автореферат канд. дисс., Иркутск, 1995, 23 стр.
13. Лодейщиков В.В., Скобеев И.Н. и др. «Технология извлечения золота из углестых золотомышьяковых концентратов», В кн. Обработка золотых, алмазных и редкометальных руд россыпей. Тр. ИРГИРЕДМЕТа, вып. 13, Москва: Недра,1995, стр.306-320.
14. Лодейщиков В.В., Жучков И.А. «Новые данные по технологии обработке углестых золотомышьяковых концентратов», В кн. Обработка золотых, алмазных и редкометальных руд россыпей. Тр. ИРГИРЕДМЕТа, вып. 13, Москва: Недра,1998, стр.119-137.
15. Лодейщиков В.В., Анисимова А.А. и др. «Исследования по доводке и металлургической переработки золотосодержащих гравитационных концентратов», Тр. ИРГИРЕДМЕТа, вып. 20, Москва: Недра,1995, стр.98-109.
16. Лодейщиков В.В. и др. «Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом», Москва: Металлургия, 1996, 237 стр.
17. Лодейщиков В.В. «Извлечение золота из упорных руд и концентратов», Москва: Недра, 1998, 204 стр.
18. Зазубин А.И., Лебедев Б.Н. «Исследование по применению метода хлоридовозгонки к полиметаллическим промпродуктам обогатительных фабрик Алтая», Изв. АН Каз.ССР, серия металлургическая, 1997, вып. 4., стр.74-83.
19. Лебедев Б.Н. «Хлоридовозгонка – новый метод извлечения благородных, цветных металлов и железа из пиритных огарков», Советская золотопромышленность, 1998, № 6, стр.45-49.
20. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. «Металлургия благородных металлов», Москва: Металлургия, 1999, 367 стр.
21. [http:// www.rsl.ru](http://www.rsl.ru) – Российская государственная библиотека.
22. [http:// www.elibrary.ru](http://www.elibrary.ru) – Научно-электронная библиотека.
23. [http:// www.mining-journal.com / mj /MJ / mj.htm](http://www.mining-journal.com/mj/MJ/mj.htm) – Mining Journal.

24. <http://www.minenet.com> – Mining companies.