

В.В.ХАБИРОВ

В.К.ЗАБЕЛЬСКИЙ

А.Е.ВОРОБЬЕВ

ПРОГРЕССИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ



МОСКВА "НЕДРА"

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие редактора
Введение

1. МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ЗОЛОТА РОССИИ, КАЗАХСТАНА И СРЕДНЕЙ АЗИИ

- 1 1 Промышленные типы месторождений
- 1 2 Коренные месторождения
- 1 3 Россыпные месторождения

2. ТРАДИЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

- 2 1 Способы отработки месторождений золота
- 2 2 Оборудование и технология обогащения песков
- 2 3 Обогащение и переработка руд благородных металлов
- 2 4 Технологические схемы переработки золотосодержащего сырья

3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

- 3 1 Обеспечение комплексного решения вопросов ориентации предприятий на новые сырьевые источники
- 3 2 Выбор оптимального варианта совершенствования технологии гидрометаллургической переработки рудного сырья
- 3 3 Определение предпочтительности схем переработки минерального сырья по экологическому критерию
- 3 4 Оценка техники и технологии с позиций реализации оптимума функционирования
- 3 5 Экспертная система оценки технологических схем с использованием основных критериев эффективности
- 3 6 Эффективные технологии обогащения и гидрометаллургического передела золотосодержащих руд
- 3 7 Аппаратное оформление гидрометаллургических способов переработки

4. УСЛОВИЯ И ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ КУЧНОГО И ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУДНЫХ И РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

- 4 1 Специфика выщелачивания металлов в районах Севера
- 4 2 Реагенты выщелачивания золота
- 4 3 Область применения геотехнологических способов добычи золота
- 4 4 Производственные процессы при добыче и переработке золотосодержащего сырья

5 КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

- 5 1 Технологические схемы кучного выщелачивания
- 5 2 Инженерные решения по созданию площадок кучного выщелачивания
- 5 3 Интенсификация процессов кучного выщелачивания
- 5 4 Организация работ при кучном выщелачивании

6. ШАХТНЫЕ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

- 6 1 Технологические схемы шахтного подземного выщелачивания
- 6 2 Системы разработки способы интенсификации процесса

7. СКВАЖИННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА

- 7 1 Предложения по применению скважинной технологии подземного выщелачивания
- 7 2 Технологические схемы скважинного выщелачивания
- 7 3 Подготовка пласта к выщелачиванию золота из мерзлых россыпей
- 7 4 Скважинные системы подземного выщелачивания применимы при разработке талых россыпей
- 7 5 Способы интенсификации процесса выщелачивания
- 7 6 Конструкции технологических скважин

8. РЕСУРСОВОЗОБНОВЛЯЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

- 8 1 Геохимия золота в отвальном массиве
- 8 2 Классификация схем внутриотвального обогащения некондиционных золотосодержащих руд
- 8 3 Технологические схемы внутриотвального обогащения

9. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

- 9 1 Вторичная переработка золотосодержащего минерального сырья
- 9 2 Мероприятия по охране окружающей среды при кучном выщелачивании золота
- 9 3 Защита окружающей среды при подземном выщелачивании
- 9 4 Ландшафтно геохимические аспекты экологии золотодобывающей отрасли

10. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

- Заключение
- Список литературы

ПРЕДИСЛОВИЕ РЕДАКТОРА

Золото является металлом, спрос и потребление которого на мировом и отечественном рынках в наименьшей степени подвержены конъюнктурным колебаниям. Мировая золотодобыча испытывает определенные трудности, связанные с истощением запасов богатых и легкообогатимых руд и неглубоко залегающих, доступных для открытой добычи месторождений. Одновременно резкое удорожание энергоресурсов и транспорта снизило рентабельность отечественных горно-технологических производств, традиционно расположенных в северных регионах Российской Федерации.

В связи с этим весьма актуальным является издание книги, посвященной всему комплексу задач производства золота – от анализа сырьевой базы, традиционных и апробируемых способов отработки месторождений, технологий переработки руд до проблемы охраны окружающей среды. Данная книга является логическим продолжением цикла работ по обобщению опыта и созданию теоретических основ горной технологии в ресурсопотребляющих странах Содружества. В результате обобщения значительного материала по добыче и переработке золотосодержащего сырья с учетом накопленного в ряде редкометалльных отраслей промышленности опыта создан системный подход к оценке рудных и россыпных месторождений золота в плане комплексного вовлечения малоиспользуемых источников его получения (забалансовых запасов, отвалов горного производства, хвостов и т.д.) и применения нетрадиционных (кучное, подземное выщелачивание) технологий.

Авторами выполнен анализ золотосырьевой базы Российской Федерации, Казахстана, Кыргызстана и Узбекистана. Характерно, что основная часть разрабатываемых среднеазиатских и казахстанских месторождений представлена рудным, а российских – россыпным золотом. Климатические условия этих регионов, а также особенности месторождений позволяют предложить рациональное сочетание традиционных и нетрадиционных технологий: кучное выщелачивание – в зонах преимущественно положительных температур, а скважинное и подземное шахтное выщелачивание – в северных районах. Обобщение опыта традиционной горной технологии на рудных и россыпных месторождениях дало возможность выделить ряд горно-технологических

факторов, обеспечивающих эффективное применение нетрадиционных (геотехнологических) способов переработки сырья. Для рудных месторождений – это огромные объемы отвалов и забалансовых руд; для россыпных – глубокозалегающие россыпи в зоне таликов, “вялой” и многолетней мерзлоты. Применяемые в настоящее время способы переработки сырья – гравитационные, флотационные, пирометаллургические и другие в силу сброса в хвостохранилища отходов, содержащих цианиды, ртуть, флотоагенты, а также выброса в атмосферу мышьяка, сурьмы и других токсикантов в значительной степени усложняют технологию золота.

В отличие от ряда стран (США, Канада, Австралия, ЮАР), добывающих способом выщелачивания сотни тонн золота, применение этой технологии в странах Содружества ограничивается опытно-промышленными масштабами. Поэтому весьма полезным представляется выполненное авторами обобщение опыта иностранных фирм, ведущих работы по данному направлению, и результатов отечественных пионерных исследований и научно-технических проработок. Разработанная авторами концепция применения в конкретных условиях способов кучного, подземного, шахтного и скважинного выщелачивания, всестороннее изложение всех аспектов технологии – от систем разработки, технических средств добычи и способов переработки растворов до комплексных мероприятий по охране окружающей среды – имеет важное практическое значение для золотодобывающей промышленности.

Некоторые вопросы, поднятые в работе, имеют постановочный характер, но после соответствующего исследования они обеспечат создание принципиально новых направлений в технологии добычи и переработки золота. Важное значение представляют работы по опробованию скважинной технологии бесцианидного выщелачивания золота, которая позволит не только расширить и укрепить сырьевую базу золотодобычи в северных регионах, но и создать новый тип непрерывных высокоэффективных и экологически чистых производств.

В этом плане книга будет полезна не только золотодобытчикам стран Содружества, но и иностранным специалистам. А издание ее за рубежом позволит дополнительно привлечь валютные инвестиции в золотодобывающую отрасль.

ВВЕДЕНИЕ

В последнее десятилетие наметилась четкая тенденция к увеличению спроса и производства золота. И хотя мировая золотосырьевая база характеризуется обилием типов месторождений как рудного, так и россыпного золота, развитие золотодобывающей отрасли замедленно вследствие исчерпания наиболее богатых и благоприятных для освоения месторождений, снижения качества золотосодержащего сырья и усиления отрицательного воздействия на окружающую среду.

Месторождения золота отличаются широким диапазоном горно-геологических условий. Формы рудных тел могут изменяться как в пределах рудных полей, так и по отдельным участкам месторождений от крупных зон и пластов до разнообразных жил и прожилков, что ставит перед золотодобытчиками проблемы выбора практически для каждого месторождения своей рациональной системы разработки.

Высокая изменчивость содержаний, минерального состава, наличие большого количества примесей, различия в формах и характере выделений ставят золото в ряд наиболее трудноперерабатываемых видов сырья, требующих интеграции различных способов обогащения и переработки.

В России (особенно на Северо-Востоке страны) известно большое количество месторождений и рудопроявлений россыпного золота, отработка которых ведется четырьмя способами: открытым, подземным, драгами и скважинной гидродобычей (СГД). Открытая разработка россыпей ведется до глубин 20–25 м, подземная — до глубин около 90 м, погребенные россыпи обрабатываются методами СГД. Другие, более перспективные методы разработки находятся в стадии постановки задачи и проектирования.

В настоящее время перед золотодобывающей отраслью стоят следующие проблемы:

- добыча и переработка тонкодисперсного (фракции $< 0,25 - 0,20$ мм) золота;

- вовлечение в переработку труднообогатимых или беднейших золотосодержащих руд;

- разработка вяломерзлых и талых месторождений и погребенных россыпей;

- извлечение золота из накопленных техногенных минеральных объектов;

снижение воздействия, наносимого окружающей среде горнодобывающими и перерабатывающими предприятиями

Отмеченные выше особенности обуславливают перераспределение структуры золотодобывающей отрасли по пути поиска нетрадиционных экономически эффективных технологий добычи и переработки сырья, в частности, применения кучного выщелачивания (КВ) бедных и забалансовых руд (0,5–2,0 г/т), извлечение золота из отвалов и хвостов золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ), переработки упорных сульфидных и углистых руд, отработки мелких россыпных месторождений

Основной целью настоящей работы является систематизация применяемых технологических схем добычи и переработки коренных и россыпных месторождений золота по горно-геологическим и технологическим условиям, разработка новых и определение области рационального применения нетрадиционных прогрессивных технологий в общей структуре золотоперерабатывающей отрасли

1. МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА РОССИИ, КАЗАХСТАНА И СРЕДНЕЙ АЗИИ

1.1. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ТИПЫ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Формы нахождения золота в земной коре разнообразны – самородное, теллуриды, ферри-формы, дисперсные включения в сульфидах, сорбированные, металлоорганические и водорастворимые соединения. Соответственно разнообразны и типы золото-содержащих руд и месторождений.

В минерально-сырьевой базе выделяется 11 основных промышленных типов месторождений золота (табл. 1). Наибольшим распространением, разнообразием условий залегания и вещественного состава руд характеризуется группа гидротермальных эндогенных месторождений золота. Превалирующей в структуре запасов и уровня добычи является группа месторождений ЮАР, Танзании, Ганы и ряда других стран (11-й тип), приуроченных к метаморфизированным конгломератам.

По запасам, содержанию золота в рудах, объему производства и себестоимости добычи месторождения золота и предприятия разделяются на следующие группы [55]

1 Месторождения по запасам, в т

очень крупные	> 1000,
крупные	100-1000
средние	10-100
мелкие	1-10
очень мелкие	< 1,0

2 По содержанию золота в руде, в г/т

очень богатые	> 10,
богатые	5-10
среднего качества	2-5
бедные	0,5-2,
очень бедные	< 0,5

Т а б л и ц а 1

Основные промышленные типы и способы отработки месторождений золота

Генетический тип	Промышленный тип месторождений	Характерные условия залегания рудных тел	Минералогическая характеристика руд	Основные способы отработки месторождений и переработки руд	Примеры месторождений
Эндогенные	1. Золото-кварц-сульфидные в крупных разрывных нарушениях	Жилообразные рудные тела, приуроченные к крупным разрывным нарушениям, между ними развита прожилково-вкрапленная минерализация	олото-кварцевые, золото-кварц-сульфидные Золото самородное или в форме теллуридов	Открытые и подземные горные работы Различные способы обогащения и гидрометаллургии в заводских условиях	Колар (Индия); Керклейд-Лейк (Канада); Кумское (СНГ)
	2 Золото-кварцевые, золото-кварц-сульфидные жильные	Жилы, приуроченные к системам трещин сколового типа в пределах гидротермально измененных поясов даек и интрузий в осадочных, метаморфизованных комплексах	Золото-кварцевые, золото-кварц-сульфидные с березитизацией и лиственитизацией вмещающих пород. Золото самородное или в форме теллуридов В кварц-сульфидных – содержание пирита, арсенопирита, галенита до 30%, золото самородное и субмикроскопическое	То же При переработке используется также пирометаллургия	Калгурли (Австралия); Березовское, Коммунарское, Кочкарское, Дарасунское (Россия), Степняк (Казахстан)
	3 Золото-кварцевые, представленные седловидными залежами	Седловидные, пластобразные залежи, приуроченные к согласным надвигам и секущим жилам	Золото-кварцевые с небольшим количеством сульфидов Золото самородное	Открытые горные работы. Различные способы обогащения и гидрометаллургии в заводских условиях	Бендиго (Австралия)

	4.Золото-кварцевые и золото-кварц-сульфидные штокверковые	Рудные зоны в участках сближенных разрывов, оперяющих трещин и в клиновидных тектонических блоках в осадочно-интрузивном комплексе	Золото-кварцевые с небольшим (0,3–3%) содержанием сульфидов (пирит, арсенопирит). Золото мелкодисперсное	Открытые и подземные горные работы. Переработка та же	Ключевское (Россия), Мурунтау (Узбекистан)
	5.Столбообразные золото-кварц-сульфидные	Рудные тела столбообразной формы, приурочены к шарнирам складок с крутым погружением	Золото сульфидное и свободное.	Подземные горные работы. Переработка та же и с использованием пиromеталлургии	Хомстейк (США); Морру-Велью (Бразилия)
	6.Золотые и серебро-золотые теллуридные	Сложной морфологии рудные тела, приуроченные к вулканическим кальдерам, депрессиям в поствулканических областях андезит-липаритов	Самородные серебро и золото, теллуриды, селениды, сульфиды, сульфосоли	Открытые и подземные горные работы. Различные способы обогащения, пиро- и гидрометаллургии в заводских условиях	Крипл-Крик (США); Карамкенское, Балейское (Россия)
	7.Пластообразные с тонкодисперсной золотой и золотосульфидной минерализацией	Оруденение приурочено к крутопадающим разрывным нарушениям в осадочных породах	Золото субмикроскопическое свободное и в ассоциации с сульфидами, органическим веществом	Отработка та же. Сложные способы обогащения и гидрометаллургии в заводских условиях	Карлин (США); Токум, Суздальское, Васильковское (Казахстан)
Экзогенные	8.Зоны окисления золото-сульфидных месторождений в корях выветривания	Наследуют условия залегания первичных месторождений, полоого- и крутопадающие зоны	Окисленные сульфиды, гидрослюды, каолинизированные полевые шпаты. Золото свободное или в сростках с окисленными сульфидами	Открытые горные работы. Сложные способы гидрометаллургии в заводских условиях	Коры выветривания месторождений Казахстана (Суздальское, Миялы и др.)
	9."Железные шляпы" серно-медно-колчеданных и полиметаллических месторождений	Площадные зоны и трещины заполнения, обогащенные золотом в нижних частях	Гидроксиды железа, карбонаты меди, свинца, вторичные серебряные минералы	Открытые и подземные горные работы. Сложные способы обогащения, гидро- и пиromеталлургии в за-	"Железные шляпы" месторождений Урала

Генетический тип	Промышленный тип месторождений	Характерные условия залегания рудных тел	Минералогическая характеристика руд	Основные способы отработки месторождений и переработки руд	Примеры месторождений
Экзогенные	<p>10.Элювиальные, склоновые, пролювиальные, аллювиальные, озерные, прибрежно-морские россыпи золота в "таликах" и зонах многолетней мерзлоты, в том числе:</p> <p>а) в талых и предварительно оттаянных россыпях до глубины 50 м при уклоне долины 0,01–0,03%;</p> <p>б) озерные, прибрежно-морские и другие шириной 20–40 м;</p> <p>в) склоновые, ложковые с ограниченным водопритоком, глубиной от 3 до 20–30 м;</p> <p>г) крупные аллювиальные, безводные и террасовые при глубинах <6 м в условиях многолетней мерзлоты и <20 м на талых россыпях, перекрытых торфами</p>	<p>Преимущественно горизонтально или наклонно залегающие на глубинах от 0 до 100 м, приуроченные к песчано-галечно-валунным отложениям в зонах многолетней мерзлоты и талых породах</p>	<p>Золото свободное разной крупности. Содержит также олово, ванадий, хром, группу редкоземельных элементов</p>	<p>Открытые горные работы, в том числе с использованием способов отработки: дражного (подтип 10а), землесосными снарядами (10б), гидромониторами (10в), экскаваторного и бульдозерно-скреперного (10г); подземные горные работы (10г).</p> <p>Гравитационные способы обогащения до шлихов, доводка методами гравитационной, магнитной, электростатической сепарации и другими на ЗИФ</p>	<p>Левенгуд (США); россыпи на Лене, Алдане, Бодайбо, Кольме и др. (Россия)</p>
Метаморфизованные	<p>11.Золотоносные метаморфизованные конгломераты</p>	<p>Пластовые статифицированные залежи с площадным распространением</p>	<p>Золото самородное, связанное с пиритом в галечниках (60–70%), с кварцем и серицитом в цементе, с ураном</p>	<p>Подземные горные работы. Обогащение и гидрометаллургия в заводских условиях</p>	<p>Витватерсранд (ЮАР); конгломераты Ганы, Танзании (Вестер Динлевелз, Рэнд Пройтерн Майнз)</p>

3 Предприятия по объему производства золота, в т/год

очень крупные	> 50,
крупные	10–50,
средние	5–10,
мелкие	1–5,
очень мелкие	< 1

4 По себестоимости добычи и переработки руд, в дол/г

высокорентабельные	< 4,
рентабельные	4–6
средней рентабельности	6–10,
низкорентабельные	10–14
практически убыточные	> 14

Тип месторождения, его характеристики, содержание золота и примесей оказывают влияние на выбор системы разработки. Оценка золотосодержащих месторождений должна начинаться с рассмотрения генотипа месторождения (коренное или россыпное), глубины и условий залегания руд, характера рудной минерализации, содержания, крупности и формы нахождения золота в рудах, коллекторских свойств руд и пород, обводненности, наличия примесей, экономико-географического положения месторождения и т.д.

Для определения возможности применения той или иной системы отработки и технологии ниже охарактеризуем золотосодержащие месторождения России, Казахстана и Средней Азии

1.2. КОРЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Россия

Главная золотосырьевая база России расположена на Урале, в Якутии, Забайкалье, на Дальнем Востоке и Северо-Востоке

Кочкарское золото-мышьяковое месторождение находится на **Восточном Урале** [76]. На нем различается несколько морфологических типов жил. Первый состоит из отдельных, часто кулиснозалегающих линз, разделенных безрудными промежутками. Мощность линз колеблется от 0,7–0,9 до 5–6 м. Рудные жилы второго типа залегают в зальбандах даек и включают главную массу промышленных золоторудных тел месторождения. Представлены они системой плоскопараллельных линз, длина которых измеряется десятками и даже сотнями метров при средней ши-

рине 0,6 м. Наиболее богато минерализованы жилы, ответвляющиеся от всячего бока главной зоны.

Рудные тела Кочкарского месторождения относятся по составу к золото-кварц-сульфидной минерализации. Золото в сульфидно-кварцевых жилах встречается в кварце, пирите и арсенопирите совместно с тетрадимитом, халькопиритом и блеклой рудой. Формы его выделений преимущественно комковидная и дендритообразная. Размеры золотин колеблются от тысячных долей до нескольких миллиметров, пробность — 800–970.

Другое месторождение этого региона России — **Березовское** — характеризуется золоторудными жилами, приуроченными к дайкам, с неравномерной минерализацией. Рудные минералы присутствуют в количестве от 2 до 10% и представлены пиритом, тетраэдритом, шеелитом, айкинитом, галенитом и халькопиритом.

На месторождении выделяются четыре минеральные ассоциации: кварцевая; кварц-пиритовая; тетраэдрит-галенит-айкинитовая (полиметаллическая); карбонатная.

Золото Березовского месторождения мелкое, пылевидное, некоторая его часть приурочена к сульфидам, а максимальные количества связаны с минералами третьей ассоциации. Пробность золотин 800–930. В жилах распределение золота неравномерное и контролируется содержанием сульфидов. Наибольшие концентрации его отмечаются в центральных частях жил и вблизи всячего бока даек. Значительно обогащены золотом места сгущения лестничных жил. Диагональные и меридиональные жилы слабо золотоносны.

Коренные месторождения золота **Северо-Востока России** характеризуются тремя структурно-минералогическими типами:

- кварцевые жилы;
- измененные дайки кислого состава, минерализованные кварцем;
- зоны прожилкования или дробления.

Золотое оруденение в дайках связано с кварцевыми или кварц-альбит-карбонатными прожилками и жилами [103]. Рудные минералы прожилков: пирит, арсенопирит, пирротин, золото, шеелит, галенит, сфалерит, иногда джемсонит, антимонит, халькопирит и блеклые руды. Золото присутствует в свободном состоянии в виде крупных зерен, дендритовидных прожилков, иногда переходящих в самородки.

Характерным примером может служить золоторудное месторождение, обрабатываемое рудником им. Матросова, расположенное в зоне вечной мерзлоты. Рудные тела представлены сближенными минерализованными кварцевыми жилами и прожилками

с углами падения от 60° до 90°. Мощность рудных тел достигает 15–20 м.

Рассмотрим некоторые наиболее типичные золото-серебряные месторождения этого региона [12,76,104].

Хаканджинское месторождение, расположенное в центральной части Охотского массива, представлено прожилково-метасоматическими залежами, сближенными жилами и прожилками, насыщенными оксидами марганца. Мощность рудных зон достигает 80 м, протяженность – 2 км. Кроме кварца в жилах установлены адуляр, гидрослюда, доломит, кальцит, арагонит, на нижних горизонтах – родонит и родохрозит. Содержание рудных минералов (пирит, аргентит, самородные серебро и золото, сфалерит, халькопирит, арсенопирит и киноварь) составляет 1–2%.

Валунистое месторождение по составу рудных минералов близко к Хаканджинскому.

На **Карамкенском** месторождении жильно-прожилкового типа выделяются три участка – Центральный, Восточный и Северо-Западный. Всего на месторождении известно около 30 жил протяженностью более 200 м и мощностью от 0,1–0,2 м в пережимах до 4,0–5,0 м в раздувах. Рудоносные жилы имеют тонковкрапленную минерализацию (не более 0,5–1,5%), представленную серебряными сульфосолями, электрумом, галенитом, сфалеритом, халькопиритом, блеклой рудой, селенидами серебра, пиритом, марказитом, станнином и др. Отношение золота к серебру изменяется в пределах 1:10 – 1:1. Золото в рудах присутствует в самородном свободном состоянии и в сростании с жильными минералами и сульфидами. Большей частью оно мелкое, часто пылевидное и тонкодисперсное. Цвет его варьирует от очень светлого, бледно-желтого до желтого.

Агатовское месторождение включает рудоносные жилы преимущественно кварцевого и карбонат-кварцевого состава с золото-сфалерит-галенитовой минерализацией. Наибольшее распространение имеют сфалерит-галенитовые и пирит-марказитовые ассоциации. Руды месторождения характеризуются повышенным содержанием сульфидов (до 10%) и развитием карбонатов (кальцит, родохрозит и доломит). Рудные столбы представлены тонкозернистыми метаколлоидными структурами.

Другие месторождения региона – **Эвенское, Ойринское, Дукатное, Сопка Рудная, Утесное, Баимское**, несущие золото-серебряную минерализацию, представляют также значительный промышленный интерес.

Советское месторождение расположено в **Енисейской золотоносной области** [76]. Его рудное поле сложено монотонной

толщей филлитов. Для месторождения характерны сложные ветвящиеся и сливающиеся жилы и прожилки мощностью от долей сантиметра до 10–20 см, переходящие в ленточные жилы, серии коротких линз, крупные рудные залежи. В составе жил преобладает массивный крупнокристаллический кварц. Рудные минералы представлены пиритом, арсенопиритом, халькопиритом, галенитом, сфалеритом, иногда пирротином и марказитом. Среди жильных минералов отмечаются кварц, карбонат (кальцит, анкерит), альбит, серицит и хлорит.

Здесь выделяют следующие типы руд:

- однородные кварцевые;
- кварцевые со сланцами;
- кварц-пиритовые (с вкрапленной или гнездовой минерализацией);
- кварц-арсенопиритовые;
- кварц-сульфидные (смешанные, с примесью полиметаллических сульфидов).

Последний тип руд особенно высокозолотоносен. Обогащенные им участки имеют вид вытянутых по восстанию столбов с наиболее богатым содержанием золота в приконтактных зонах рудных тел. Золото, находящееся в рудах в самородном виде, мелкое (от 1 мкм до нескольких миллиметров). Преобладают угловатые, жилко- и комковидные золотины. Пробность золота >850. Наиболее чистое золото встречается в бедных сульфидами кварцевых рудах (в полиметаллических сульфидных рудах оно засорено примесью цинка, свинца, меди, селена и теллура).

Куранахское месторождение, представляющие пример золото-пиритного типа месторождений золота, расположено на северном склоне Алданского щита. В пределах рудного поля распространены карбонатные породы – известняки, доломиты и мергели. Золотое оруденение локализовано в метасоматитах кварц-калишпатового состава, развитых как по песчаникам, так и по карбонатным породам, а отчасти и вдоль контактов даек. Залежи метасоматитов вытянуты в близмеридиональном направлении, фиксируя зоны разломов этого простиранья.

Главный минерал золотосодержащих кварцевых метасоматитов разномерный кварц “рисовидной” формы, замещающий тонкозернистый хальцедоновидный кварц.

Содержание пирита колеблется от долей процента до 5–10%, иногда до 50–60%. В ассоциации с пиритом встречаются марказит, редкие включения самородного золота, серебра и висмута, пирротин, халькопирит, арсенопирит, галенит, сфалерит.

Рудные тела имеют в плане форму лентообразных залежей с извилистыми контактами, раздвухами и пережимами. Часто они

располагаются вдоль даек, выходя иногда на поверхность. Мощность золотосодержащих залежей варьирует в широких пределах при значительной протяженности.

Почти все рудные залежи Куранахского месторождения находятся в зоне окисления, первичные руды их разложены, а некоторая часть золота переотложена в условиях гипергенеза. В рудах выделяется два типа золота:

редкие золотины мелкого и среднего размера;

“хрупкое” золото в виде мельчайших частиц размером до 0,5–1 мм, редко до 1,5 мм. Пробность золота 900–923.

Месторождение **Белая Гора** и связанные с ним золотосодержащие россыпи расположены в районе слабо расчлененного низкогорья. Золотое оруденение коренного месторождения Белая Гора имеет прожилково-вкрапленный характер и образует штокверк бедных руд, содержащий отдельные зоны с промышленными концентрациями золота. Месторождение принадлежит к мало-сульфидному золото-кварцевому типу. Рудные минералы представлены пиритом, арсенопиритом, сфалеритом, сульфосолями серебра, самородным золотом, серебром. Размеры выделений золота колеблются от тонкодисперсных (<0,5 мкм) до крупных (8 мм). В руде преобладает свободное золото (~70%). Связанное золото встречается в сростках с другими минералами (30%) и в виде тонкой вкрапленности в сульфидах (0,2–0,5%). Форма золотинок – комковидная, жилковидно-пластинчатая и др.; пробность 630–670.

Коммунарское месторождение расположено в Алтае-Саянской складчатой области. Золотое оруденение представлено несколькими группами:

рудными телами и жилами в породах диоритового состава;

золотоносными скарнами;

золотоносными прожилками кварца.

На месторождении выделяется участок *Подлунный голец*. В его пределах золото-кварцевые прожилки образуют вытянутый минерализованный штокверк. Рудные минералы представлены пиритом, пирротином, хальпиритом, блеклой рудой, магнетитом и ильменитом. Золото заключено преимущественно в кварце, но встречается и в агрегатах хлорита. Преобладающий размер золотинок 0,01–0,001 мм (65%), наибольший – 1,5 мм. Пробность золота лежит в пределах 900–950.

Ольховское месторождение характеризуется разнообразными рудными телами. Так, в карбонатных породах распространены сульфидные тела в форме линз, груб, столбообразных залежей. В роговиках и гранитах оруденение представлено кварцевыми и кварц-сульфидными жилами и штокверковой сетью прожилков.

Сульфидные руды месторождения делятся на пирротиновые, пиритовые и кварц-сульфидные. Основные минералы – пирротин, пирит, халькопирит, марказит, сфалерит, арсенопирит, галенит, блеклая руда, самородное золото, магнетит, самородный висмут, гессит, борнит, халькозин. Кроме золота из кварц-сульфидных руд попутно извлекается медь. Золото характеризуется тонкодисперсной формой; распределение минерализации крайне неравномерное. В сульфидных рудах золото имеет неправильную, комковидную, проволочную и скелетную формы (размер золотинок 0,05–3,0 мм), а в кварцевых жилах – уплощенную и пластинчатую (размер 0,2–0,5 мм). Пробность золота колеблется от 688 до 358.

Балейское рудное поле, включающее **Балейское и Тасеевское** месторождения золота, расположены в **Восточном Забайкалье** [76]. Мощность крупных протяженных жил достигает здесь 1–2 м, иногда 3–4 м. Основная часть золота заключена в коротких крутопадающих жилах, группирующихся в виде жильных серий. Оно содержится как в самих жилах, так и между жильными пространствами с прожилковой минерализацией, образуя золотоносные столбы.

Рудные жилы сложены хальцедоновидным кварцем, адуляром, каолинитом и тонкопластинчатыми карбонатами. В обогащенных золотом участках содержатся блеклые руды и сульфосоли серебра. Основная часть балейского золота представлена тонкодисперсной разновидностью зеленого цвета, реже встречаются более крупнозернистые выделения (0,2–0,5 мм) желтого цвета с характерной высокой серебристостью (20–30%) и постоянной примесью сурьмы, ртути, селена и теллура. Пробность золота лежит в пределах 650–750.

В этом же регионе расположено **Дарасунское** месторождение с жильной минерализацией. На площади месторождения известно около 200 кварц-сульфидных жил, для которых типичны небольшая (до первых десятков сантиметров) мощность и значительная протяженность. Наиболее широко распространенные и промышленно интересные рудные жилы простираются в северо-восточном и близширотном направлениях. Жильные минералы представлены кварцем, карбонатами и др., а рудные – разнообразными сульфидами.

Ключевское месторождение представлено штокверком. В составе руд участвуют пирит, халькопирит, арсенопирит, рутил, сфен, золото, теннантит, молибденит, галенит, сфалерит, висмутин, борнит, альдагонит и др. Золото мелкое (0,1–0,0001 мм), связанное с сульфидами. Средняя пробность его 840–880; примеси – медь, висмут, молибден, мышьяк и цинк.

Золоторудное месторождение **Многовершинное** располагается в пределах **Приморья** [76]. Основное оруденение месторождения – линзы золотоносных метасоматитов протяженностью до 800 м при мощности от нескольких сантиметров до 80–100 м. Главный жильный минерал – кварц (до 94–97%), присутствуют адуляр, серицит, гидрослюда. Рудные минералы представлены пиритом, марказитом, гематитом, галенитом, сфалеритом, халькопиритом, фрейбергитом, аргентитом, теллуридами золота, серебра и висмута, висмутином, молибденитом, касситеритом, вольфрамитом. Промышленная ценность руд определяется сульфидно-теллуридно-золотой минерализацией. Наряду с золотым оруденением на месторождении присутствует редкоземельно-турмалиновая минерализация.

Видимое золото на месторождении наблюдается редко. Размер золотин преимущественно 0,2–0,4 мм. Их форма комковидная и дендритовидная. Часто золото рассеяно в виде дисперсных каплевидных выделений по всей массе кварца, образует также тончайшие включения внутри зерен рудных минералов или цементирует и обволакивает их. Пробность его от 575 до 960, цвет – зеленовато-желтый. Отношение золота к серебру 1:1; в качестве изоморфной примеси установлен теллур.

Таким образом, золотосодержащие руды ряда месторождений Северо-Востока отличаются высоким содержанием серебра и полиметаллов. Серебро присутствует как в сплавах с золотом, так и в виде собственных минералов – простых сульфидов и сульфосолей. Весьма распространенным фактором упорности золотосодержащих руд является наличие углистого вещества. Отмеченные характеристики руд наряду со сложными горно-техническими условиями (“вялая” вечная мерзлота и др) предопределяет необходимость разработки и применения более прогрессивных методов добычи и переработки золотосодержащих руд этого региона.

Казахстан

Казахстан характеризуется обилием разнотипных золотосодержащих месторождений, расположенных в Северном, Западном и Восточном Казахстане, Джунгарии, Прибалхашье, Центральном и Южном Казахстане, Северном Тянь-Шане и Мугоджарах (Аир, Акбейт, Акжал, Аксу, Амансай, Архалы, Баладжал, Бақырчикское, Барамбаевское, Бетсюбе, Большевик, Бригадное, Васильевское, Васильковское, Вера-Чар, Даниловка, Декабрьское, Джаркулак, Желамбет, Джетыгара, Джусалы, Долобай, Железногорское, Казан-Чункур, Кант-Чингиз, Карагаш, Кенгир, Конурадыр,

Космурун, Кулуджун, Кудер, Лайлы, Майкаин, Майузек, Маралихинское, Мизек, Науразбай, Слушоки, Танадыр, Таскора, Торткудук, Эспе, Юбилейное и др.) Некоторые их характеристики приведены в табл. 2

Таблица 2

Характеристика золоторудных месторождений Казахстана

Месторождение рудное тело	Тип рудных тел	Запасы золота в различных классах %				Коэффициент выдержанности оруденения	
		до борта	до пром мини муна	до 5 кратн сред него	до 10 кратн сред него	по про сти ранию	по падению
Джеламбет	Штокверк	3 2	3 7	34 8	19 2	2 - 4	≥ 4
Южная жила	жила					1	1 - 2
Бестюбе	Жила	0 6	2 1	34 3	18 7	0 5 - 4	1 - 4
Южная жила 4							
Аксу Кварцевая горка I	Штокверк	6 2	16 0	64 9	4 1	2	2 - 4
Бакырчик	Вкрапленная зона	31 1	19 0	32 6	0 5	5 - 8	2 - 3
Майкаин	Пластообразные залежи	4 7	-	58 3	8 3	-	-
Сувенир	Железная шляпа	-	18 0	32 0	-	2	2

В Северном Казахстане формы оруденения золотосодержащих объектов исключительно многообразны [58]. Это кварц-сульфидные золоторудные жилы (месторождения Акбеит, Таукен, Сазы, Степняк, Аксу, Джеламбет и др.), кварц-баритовые жилы с сульфидами, серебром и золотом (многочисленные рудопроявления), золотосодержащие минерализованные зоны с сульфидами (рудопроявления Степняковской группы), кварц-сульфидные полевошпатные жилы с золотом (месторождения Бурли, Акполак и др.), контактово-метасоматические скарновые магнетитовые залежи с наложенной золотой и сульфидной минерализацией (Калиостровское), зоны скарнированных пород, с золотосодержащими кварц-сульфидными жилами и прожилками (Центральное), комплексное золото-медное оруденение, наложенное на скарны (Ешкеульмес), комплексное золото-барит-полиметаллическое оруденение (Майканнская и Александровская группы). В Кокчетавском массиве среди гидротермальных выделяют такие месторождения в золотоносных скарнах, как Баксы, Мамай и рудопроявления с прожилково-вкрапленным оруденением (Бузаутюбе и Дудий). К кварцево-жильному оруденению этого региона относят месторождения Чувак (кварц-золото-турмалиновое), Баритовая яма Ушбулака и Матсор (кварц-золото-баритовые), Сулу-Томар, Мали-

новка, Иргаска (кварц-золото-пиритовые), Атансорское, Балюбай-Ходжа, Густые Борки, Восточный и Западный Карамурун, Комсомольское, Жанатюбе (кварц-золото-полиметаллические), Бестюбе, Джеламбет и др (кварцево-золоторудные)

Месторождения Аксу, Байлюсты, Бестюбе, Жанатюбе, Карагач, Карабулак, Кызылсор, Кыргызтек, Мамайское, Сарловье, Селетинское, Степняк, Шиликпай и рудопроявления Жукей, Картыколь, Сауле, Сейтень, Ушкалмак находятся в пределах Восточно-Кокчетавского синклинория Из них к собственно золоторудным месторождениям относят Степняк и Джеламбет, расположенные примерно в 60–80 км друг от друга, а к комплексным – Ешкеульмес, Сазы и др Здесь же сосредоточены мелкие месторождения и рудопроявления – Азнобай, Акбеит, Акполак, Алкасар, Бурли, Даниловка, Декабрьское, Кууспек, Маданьят, Матсор, Осеннее, Таукен, Ушбулак и др

Рудопроявления **Маданьят** и **Азнобай** представлены сульфидными прожилками, состоящими из пирита, пирротина и халькопирита [58] Пегматоидные прожилки характеризуются наличием убогих содержаний золота Минерализация рудопоявлений – пирит-пирротин-халькопирит-золотая

К участкам пересечения разломов приурочены золоторудные месторождения **Степняковского** (кварц-сульфидные жилы с сульфосолями, теллуридами и золотом) и **Акбеитского** (кварц-сульфидные золотосодержащие жилы и тела) рудных полей, месторождения **Байкальское 1** и **2** (кварц-сульфидные золотосодержащие жилы), **Карагаш**, **Караадыр**, **Комсомольское** и др

Вмещающими породами на месторождении **Акбеит** являются андезит-дацитовые туфы с линзами порфиров и дацитов, кремнистые сланцы, песчаники, алевролиты и туфы С участками развития даек диорит-порфиров пространственно совпадают жилные зоны месторождения – жилы Главная, Десятая и Слепая

Месторождения **Байлюсты** и **Северное**, представленные минерализованными зонами рудных прожилков и вкрапленностью пирит-арсенопирит-антимонитового состава, расположены в пределах Северо-Байлюстинского массива

На **Аксуйском** рудном поле выделяют два морфологических типа промышленных рудных залежей кварцевые жилы (месторождение **Аксу**) и метасоматические кварциты с сульфидами (месторождение **Кварцитовые Горки**) [58] Здесь золото содержится в кварцевых жилах, магнетитовых скарнах, сливных монокварцитах, кварц-серицитовых и труднообогатимых кремнистоуглистых сланцах Мелкое золото находится в кварце, пирите, халькопирите и гидроксидах железа В строении золотосодержащих жил наблюдается периодическая смена пережимов и

раздувов; в последних отмечаются наиболее значительные концентрации золота. Рудные минералы – пирит, халькопирит, гессит, молибденит и золото. Вмещающие породы часто содержат золото в промышленных концентрациях.

В пределах Аксуйского рудного поля выделяются следующие жилы: Мартовская, Гусевская, Широкая, Сульфидная, Степная, Буденновская, Мать, Безымянная, Майская, Апрельская, Красная, Кривая, Резервная, Заикина, Незаметная, Сентябрьская, Механическая, Директивная и Экспорт. Мощность жил невелика, а протяженность составляет 40–150 м, редко 600 м. Глубина залегания жил не превышает 30–40 м.

На месторождении Кварцитовые Горки в гидротермально измененных породах – туфах порфиритов, туфопесчаниках, алевролитах, глинистых сланцах и известняках – залегают рудные тела с прожилковой и вкрапленной минерализацией, сложенные серицито-кварцитами, серицитовыми и тальк-хлоритовыми сланцами. Они пронизаны сетью кварцевых прожилков мощностью в несколько миллиметров и иногда – сантиметров. Сульфидная минерализация проявляется в виде вкрапленности пирита и приурочена не к прожилкам кварца, а к вмещающим их породам. Причем темный мелкозернистый пирит содержит более высокие содержания золота, чем среднезернистый светлый. Тип оруденения – пирит-арсенопирит-антимонит-золотой.

Кварциты на данном месторождении слагают ряд разобщенных компактных залежей с уменьшением содержания золота от центра к периферии. На северо-западном фланге месторождения пачка тел имеет изогнутую форму и мощность 40–50 м.

Жолымбетское рудное поле объединяет три промышленных месторождения – Северное, Центральное, Южное, несколько рудопроявлений и значительное количество отдельных кварцевых жил

Оруденение **Центрального** месторождения представлено двумя морфологическими разновидностями – кварцевыми жилами и штокверковыми зонами. Месторождение обрабатывается шахтой №5 (кварцевые жилы), карьером (штокверковые тела) и шахтой №6 (жилы и штокверковые зоны). Рудный столб жилы 63 на горизонте 275 м на флангах расщепляется на ряд прожилков. Граница рудного столба проведена по содержанию золота 18,8 г/т, а в его пределах выделяются гнезда особо богатых руд, с содержанием золота от 100 до 975 г/т. **Северное** месторождение включает рудные тела прожилково-вкрапленного типа, имеющие северо-западное простирание и северо-восточное падение под углом 55–70°. Оруденение **Южного** месторождения представлено кварцевыми жилами, залегающими в интрузивах

Бестюбинское рудное поле характеризуется многочисленными дайками и интрузиями монзонит-габбро-норитового, кварцево-диоритового, плагиигранитового и гранит-порфирирового составов. На месторождении золоторудные жилы залегают в песчано-сланцевой пачке пород и прорывающих их кварцевых диоритах. По составу это золотосодержащие кварц-сульфидные жилы с сульфидами и теллуридами. Жилы, разрабатываемые шахтой №8, имеют северо-западное и юго-восточное падение.

Месторождение **Матсор** представлено кварц-баритовыми жилами и линзами с сульфидным оруденением, а рудопроявления **Актас** и **Хожагельды 1 и 2** – кварц-сульфидными жилами [58]. На относительно крупном золоторудном проявлении – **Кожастау** – оруденение характеризуется кварцевыми прожилками с медно-молибденовой и золотой минерализацией. Месторождения **Лесное**, **Ушбулак** и **Даниловка** представлены золотосодержащими кварц-баритовыми жилами и линзами с серебром. Золоторудное месторождение **Жулубай** характеризуется кварц-сульфидными жилами и прожилками в габбро-диоритовом массиве. Длина разведанных жил на нем составляет 90 м, а их мощность – 0,3 м. На золоторудных месторождениях **Бурли**, **Западная Даниловка** и **Акполак** развиты золотосодержащие кварц-полевошпатные тела и жилы с молибденитом, арсенопиритом и вольфрамитом. Рудопроявления **Базаутюбе**, **Дудий**, **Атан** (пирит-золотая ассоциация с арсенопиритом, халькопиритом и другими сульфидами) и месторождение **Мамай** (кварц-баритовые золотосодержащие жилы и линзы с галенитом, сфалеритом, халькопиритом и серебром) имеют оруденение прожилково-вкрапленного типа. Необходимо отметить также месторождение **Жанатюбе** (кварцевые золотосодержащие жилы с сульфидами и теллуридами – типа Бестюбе), **Густые Борки** и **Малиновка** (кварц-сульфидные жилы типа Акбеита), **Булюбай-Ходжа** (кварц-баритовые золотосодержащие жилы с полиметаллической сульфидной минерализацией и серебром). Месторождение **Узуншилик**, расположенное в Ерментауском районе, залегают среди мелких гранит-диоритовых массивов и представлено кварц-сульфидными золотосодержащими жилами.

Майкаинская и **Александровская** группы месторождений включают в себя месторождения **Майкаин**, **Александровское**, **Западно-Александровское**, **Перун**, **Николаевское**, **Аннинское**, **Стефановское**, **Ак-Узек** и др. Собственно золоторудные месторождения представлены здесь золотосодержащими кварцевыми жилами (**Найзатас**, **Уштобе** и др.).

На **Майкаинском** рудном поле минерализованная зона находится в рассланцованных породах общей мощностью 500 м.

Среди первичных руд выделяются барит-полиметаллические с промышленным содержанием золота (участки "В", "Е", Новый и др.) и слабозолотоносные серноколчеданные. Барит-полиметаллические руды развиты на верхних горизонтах месторождения, где они наблюдаются в виде отдельных ветвящихся и изгибающихся линз, сложенных баритом и кварц-баритовыми агрегатами с сульфидами. Сульфиды образуют мелкие линзочки и полоски. Зона окисления этих руд была вскрыта и отработана карьером.

Серноколчеданные руды слагают сплошные пиритовые тела в кварцитах на глубоких горизонтах месторождения. Развиты зоны окисления золотосодержащих руд. Золото преимущественно мелкодисперсное.

Одним из важных объектов разработки в этом регионе является **Васильковское** золоторудное месторождение, расположенное в пределах Алтыбайского интрузивного массива, приуроченного к северу Кокчетавской области [1]. На месторождении распространены мышьяковистые руды с содержанием мышьяка от 1,28 до 8,5%. По текстурным особенностям здесь выделяют следующие типы арсенопиритовой минерализации: вкрапленный, прожилково-вкрапленный и прожилковый.

Вкрапленные руды образуют внешний ореол минерализации. Содержание золота в этой зоне низкое (от следов до первых граммов на тонну). Прожилково-вкрапленные руды выявлены на верхних горизонтах юго-западной и центральной частей месторождения. Для них характерна гнездовая вкрапленность средне- и крупнозернистого арсенопирита совместно с тонкими прожилками. Распределение золота здесь весьма неравномерное, и содержание его колеблется от 0,1 до 4 г/т.

С областью развития прожилков, охватывающей внутренний ореол арсенопиритовой минерализации, связаны промышленные концентрации золота на этом месторождении. Кварц-арсенопиритовые прожилки составляют основную массу рудных тел, характеризующихся сложной морфологией. В зависимости от текстурных особенностей выделяют две основные разновидности золоторудных тел: кварц-сульфидные жилы и зоны прожилкования (интенсивность последней минерализации заметно убывает в северо-восточном направлении).

В пределах рудных тел золото распределяется неравномерно: локальные высокие концентрации (10–100 усл.ед.) сменяются участками бедных (3–7 усл.ед.) и убогих руд.

В результате изучения вещественного состава рудных тел Васильковского месторождения установлены следующие рудные минералы: самородное золото и висмут, гематит, пирит, марказит, арсенопирит, халькопирит, пирротин, молибденит, висмутин,

блеклая руда, халькозин, борнит, кварц, серицит, хлорит, турмалин, кальцит и флюорит. Соответственно в рудах присутствуют такие компоненты, как золото, мышьяк, висмут, серебро, свинец, молибден, цинк, сурьма, вольфрам, титан, ванадий, марганец, кобальт, хром, цирконий, ниобий, германий, иттрий, скандий и лантан

Золото на месторождении приурочено к кварц-арсенопиритовым прожилкам, чаще всего к зальбандовым их частям и к тонким ответвлениям. Наиболее широко распространено золото в кварце и на контакте с арсенопиритом. Встречаемое на месторождении самородное золото имеет размер зерен от 0,1 до 120 мкм. Золотины больших размеров тяготеют к нижним зонам месторождения (300 м).

Между висмутом и золотом существует прямая корреляционная связь. Содержание висмута колеблется от 50 до 125 г/т, в отдельных пробах — до 210–240 г/т. Молибдену свойственно равномерное распределение и содержание 20–35 г/т. Содержание олова в арсенопирите — от 15 до 60 г/т. Колебания содержания свинца находятся в пределах 25–50 г/т.

Северо-Запад Казахстана характеризуется наличием рудопроявлений золото-теллур-висмутовой минерализации (медно-золоторудные месторождения).

В Кустанайской области выявлено месторождение **Джетыгара** с жильным типом золотого оруденения (жилы Коренная, Пологая, Советская, Пятая, Тринадцатая и др.). Жилы на месторождении располагаются в гранодиоритах и выклиниваются на контакте со змеевиками.

Вдоль этих контактов локализуются богатые рудные столбы (50–70 г/т золота). В жиле Пятая со стороны всячего бока развивается рудный столб с содержанием золота от 100 до 537 г/т (среднее 183 г/т). Этот столб в виде ленты различной ширины прослеживается вдоль линии сопряжения с линзой горизонта 32 м. С удалением от этой линии по падению жилы содержание золота снижается.

На территории **Западного Казахстана** расположены золоторудные месторождения **Мугодзар** и **Юбилейное**

Золотое оруденение **Восточного Казахстана** представлено как в виде комплексных медно-полиметаллических, так и собственно золоторудных месторождений, расположенных преимущественно в Западной Калбе (табл. 3), Чингиз-Тарбагатае и на Южном Алтае [13].

Большинство месторождений Восточного Казахстана относится к кварцево-жильному типу (**Акжал, Баладжал, Джумба, Казан-Чункур, Кулуджун, Сенташ** и др.). Размеры жил по прости-

**Морфологические типы золоторудных месторождений
Западной Калбы**

Тип оруденения	Месторождения
Прожилково-вкрапленный	Южное Ашалы, Жолпактубе, Ак-Дынгек, Васильевское, Акжал (тела Евгеньевское, Серебристое, 36 и др.)
Кварцево-жильный	Даубай, Колорадо, Ак-Дынгек, Красное, Акжал и Васильевское (тела Белое, Новоконтактное и др.)
Смешанный	Акжал (зоны Фунговая, Староконтактная), Северное Ашалы, Васильевское

ранию составляют первые сотни метров (Параллельная на Акжале – 260 м, Ретивая на Кулуджуне – 250 м и др.). Для большинства жил типичны небольшие мощности, порядка 50–60 см. Комплекс рудных минералов представлен сульфидами – пирит, арсенопирит, реже стибнит, галенит, сфалерит и халькопирит.

Распределение золота в жилах неравномерное, чаще гнездовое или столбовое. Так, жила Павловская на месторождении Акжал с непостоянной мощностью от 5–25 см до 2 м имеет в контуре содержание золота от 19 до 100 г/т, а жила Белая представлена убогими рудами – до 5 г/т. Характерно, что отдельные пробы, отобранные непосредственно в узле сопряжения жил Параллельной, Траншейной и Безымянной (месторождение Акжал), показали самое высокое содержание золота в данном регионе – 1038 г/т.

Золоторудные месторождения прожилково-вкрапленного типа в Восточном Казахстане развиты ограничено (месторождения **“Б”**, **Промежуточное**, участок **Глубокий Лог**, **Южное Ашалы**, **Миялы** и др.).

С дайками березитизированных гранит-порфиров и кварцевых порфиров, пронизанных кварцевыми жилами и прожилками, связаны рудопроявления **Золотая Горка** и **Карасай**. В них золото ассоциирует как с сульфидами (пирит и арсенопирит), так и с кварцем. Размеры оруденелых даек по простиранию достигают первых километров, по мощности – первых метров. Но ввиду низкого содержания золота эта группа месторождений Восточного Казахстана представляет ограниченный промышленный интерес для традиционных систем добычи и переработки золоторудного сырья.

В Восточном Казахстане также известны месторождения и золотопроявления жильного типа (**Айгыржал**, **Кант-Чингиз**, **Каскабулак**, **Сандыктас**), березитизированных кварцевых пор-

фиров (**Женишке, Ушгыз**), зон смятия и рассланцевания (**Бугаз**) и вторичных кварцитов.

В Южно-Алтайском районе характерным представителем прожилково-вкрапленного типа является **Маралихинское** месторождение. Вмещающие породы на нем – кристаллические сланцы полевошпат-амфиболового и слюдистого состава. Оруденение связано с зонами интенсивного окварцевания и лиственнитизации. В состав рудного комплекса входят арсенопирит, пирит, галенит и сфалерит. Обогащенные участки, приуроченные к зонам нарушений, имеют протяженность 50–60 м, реже – 200 м. Рудная зона в осевой части представлена кварцевой жилой, по периферии – охристо-землистой массой (лимонитами). Мощность жил колеблется от первых сантиметров до 0,5–1 м. Золото связано преимущественно с пиритом и арсенопиритом и имеет неравномерное, кустовое распределение.

В восточной части **Центрального Казахстана** располагаются месторождения золото-барит-медноколчеданно-полиметаллического состава (**Акбастау, Джангабул, Джусалы, Мизек, Кусмурун, Торткудук** и др.). Месторождения Торткудук, Джангабул и Джусалы характеризуются промышленными медно-золото-барит-полиметаллическими рудами.

На месторождении **Кусмурун** выявлены две столбовидные залежи медноколчеданных руд, содержащие небольшое количество золота. Выходящая на поверхность залежь в зоне окисления обогащена золотом. Золотосодержащие окисленные руды слагают пластообразное горизонтальное тело с нижней границей (зоной вторичного сульфидного обогащения) на глубине 40 м. Руда представлена ярозитом, опалом, гидрогематитом и глинистыми породами. Содержание золота высокое. Золото тонкодисперсное, лишь 20–30% его находится в свободном состоянии. Кроме золота руда содержит серебро, свинец и до 20% барита. В основании окисленных руд залегает золотосодержащий слой (2–3 м) “пиритовой сыпучки”.

Месторождение **Мизек** относится к кварц-баритовому типу. Оруденение связано с окварцованными эффузивами, кварц-баритовыми телами и “сыпучками”. Залежь имеет пластообразную форму, сменяющуюся на глубине бедными сульфидными медно-полиметаллическими рудами. В руде золото распределено равномерно. Месторождение отличается благоприятными горнотехническими условиями для открытой добычи золотосодержащих руд.

В северной части Центрального Казахстана расположено кварц-сульфидное месторождение **Кууспек**.

Золоторудные месторождения Северного Прибалхашья

Рудный комплекс	Тип руд	Месторождения и рудопроявления	Морфологический тип руд
1. Золоторудный	Кварц-золото-пирит-арсенопиритовый	Бакты́ское	Жилы, линзы, жильно-линзовидные системы, штокверки,
2. Золото-медный	Кварц-турмалин-золото-халькопиритовый	Саяк 5, Кызымчек	гнезда, неправильные тела
3. Золото-полиметаллический	Кварц-барит-золото-сфалерит-галенитовый	Уштагин 2, Бирюк	
4. Золото-редкометалльный	Кварц-золото-щелитовый	Алтынсай	
1. Золоторудный	Кварц-золото-пирит-арсенопиритовый	Йткудук	Пласто-, линзо- и
2. Меднорудный	Кварц-золото-пирит-халькопиритовый	Мыстобе	лентообразные тела
3. Полиметаллический	Кварц-золото-пирит-сфалерит-галенитовый	Адылбай	
1. Золоторудный	Кварц-золото-пиритный	Турткуль	Изометрические и неправильные массивы, жилы, линзовидные, штоко- и трубообразные тела
2. Молибден-медный	Кварц-золото-пирит-халькопиритовый	Жекедуан	
3. Золото-полиметаллический	Кварц-золото-пирит-сфалерит-галенитовый	Косе	
4. Сурьмяно-серебряно-золоторудный	Кварц-золото-антимонитовый	Науразбай	
1. Меднорудный	Золото-пирит-магнетит-халькопиритовый	Саяк 1, 2, 3	Секущие, пластовые зоны
2. Полиметаллический	Золото-пирит-сфалерит-галенитовый	Гулышад, Кызыл-Эспе	дробления и отслоения в контактах с интрузиями
1. Золоторудный	Кварц-карбонат-золото-сульфидный	Ашиозекская зона	Жильные, линзовидные, неправильные тела

В Прибалхашье известны месторождения золота различных типов (табл.4).

На месторождении **Эспе** выделяют жилу Северную, падающую с поверхности и до глубины 45 м под углом 55–60°, образуя рудный столб шириной 5–25 м и длиной по простиранию 150 м. Содержание золота в области столба изменяется от 18 до 120 г/т.

Перспективное **Таскоринское** рудное поле расположено в центральной части Северо-Балхашского синклинория [2]. На нем в пределах рудных зон развиты дорудные (кварцевые диабазы, дацитовые порфиры), внутрирудные (кварцевые микродиорит-порфириты) и послерудные (гранит-порфиры) дайки.

Рудные тела представлены сериями кварцевых жил, переходящих в штокверки. Наиболее крупное рудное тело имеет субширотное простирание и крутое южное падение. В рудах установлены гематит-кварцевая, золото-сфалерит-халькопирит-кварцевая, золото-молибденит-кварцевая, кварцевая, сульфидная, цеолит-карбонатная ассоциации. Мелкое золото пробностью 620–930 встречается совместно с халькопиритом, сфалеритом, галенитом, пиритом и др. Содержание золота в жилах не превышает 0,5 г/т, изредка достигая 1–1,5 г/т. Наиболее высокие содержания золота на месторождении связаны с барит-сфалерит-кварцевой ассоциацией и составляют в прожилках в среднем 7 г/т при отношении золота к серебру 1,5.

Кварц-сульфидные месторождения золота известны в Сары-Озекском районе и Северном Прибалхашье [105]. Наиболее изученное месторождение этого типа – **Архалы** – залегает среди гидротермально измененных эффузивов. В пределах золоторудного поля располагается около 100 жильных тел протяженностью до 300–600 м и мощностью 0,2–8 м. Морфология рудных тел месторождения разнообразна: кварцевые жилы, жилообразные тела кварцитов и зоны прожилково-вкрапленного оруденения. Здесь выделяют участки Придорожный, Центральный, Восточный 1 и 2, Северный. Кварцевые жилы Центрального участка имеют простую форму, простираются на 150–250 м при мощности 0,5–1 м и выклиниваются с ветвлением на юго-восточных флангах месторождения [2]. Жилы Восточного участка достигают протяженности 1 км и мощности 2–3 м. Для них характерно ветвление на северных флангах с образованием “конского хвоста” и развитие в висячем боку штокверковых тел. Наиболее сложны самые продуктивные жилы Северо-Восточного участка, образующие кулисную систему протяженностью около 1 км. Оруденение здесь представлено мелкой и тонкой вкрапленностью пирита, галенита, сфалерита, халькопирита и мелкодисперсного золота. Содер-

жание золота варьирует от следов до $n \cdot 10$ г/т, в отдельных пробах — до 3–4 кг/т.

На территории **Южного Казахстана** выявлено более 600 месторождений и рудопроявлений золота [105], большинство из которых относятся к малосульфидным кварцевым и кварц-сульфидным. Сульфидная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, блеклыми рудами, галенитом, сфалеритом, реже — арсенопиритом и др. В этих месторождениях обычно фиксируются и наивысшие (по региону) содержания золота

Жильные образования с полиминеральным составом сульфидов содержат золота 10–15 г/т. Форма и размеры золотосодержащих рудных тел разнообразны. По простиранию они прослеживаются до 200 м и имеют мощность 0,5–10 м. Околожильные изменения мощностью до первых метров выражены окварцеванием, хлоритизацией; здесь содержания золота 0,2–1,2 г/т.

В Каратау (табл. 5) золотосодержащие кварциты на участках **Тегистык**, **Нижний Ранг** и **Кокбекты** образуют серию жиллообразных тел мощностью 3–12 м и протяженностью до 90 м [33]. Вмещающими породами являются хлоритовые и железо-хлоритовые сланцы. Кварциты содержат рассеянную вкрапленность мелких кристаллов пирита и пронизаны прожилками кварца с гнездами халькопирита, редко сфалерита. Повышенные содержания золота установлены в пиритизированных кварцитах и в кварц-сульфидных прожилках. Распределение золота неравномерное, кустовое.

Т а б л и ц а 5

Минеральный состав золоторудных месторождений Северо-Западного Каратау

Минералы		Месторождения и рудопроявления золота
породообразующие	рудные	
Кварц, барит	Пирит, халькопирит, галенит, золото	Култас
Серицит, амфибол, турмалин, альбит, эпидот, флюорит, барит, кварц	Пирит, халькопирит, шеелит, золото	Чаулинчи, Челакты, Карамурун, Восбутак, Баламурун
Серицит, гранат, амфибол, турмалин, эпидот, барит, кварц	Пирит, халькопирит, галенит, серебро, золото	Бестомак, Домба, Жидели, Косколь, Баласаускандык, Басбулак
Гранат, флюорит, турмалин, амфибол, эпидот, барит, кварц, дистен, кордиерит, биотит, серицит	Пирит, халькопирит, галенит, серебро, сфалерит, золото, арсенопирит, шеелит, вольфрамит и др	Верхний Ранг, Алтынтау, Нижний Ранг, Бакурлы, Аксумбе, Баласаускандык, Акжар, Верхние и Нижние Кумысты, Тегистык

Проявления золота в минерализованных зонах с пиритизацией и жильно-прожилковым окварцеванием известны на участках **Аксумбе, Кызылбулак, Верхний Ранг и Баласаускандык**. Так, на участке Аксумбе зоны прожилкового окварцевания с золотой минерализацией отмечаются среди известняков, окварцованных диабазовых порфиров, песчаников и плагиогранитов. По строению, размерам и составу минерализации зоны однотипны. Это узкие (2–7 м) вытянутые полосы протяженностью 100–120 м с интенсивной трещиноватостью и лимонитизацией пород, содержащие рассеянную вкрапленность пирита, галенита и золота. Элементами-спутниками золота являются свинец, висмут, мышьяк и серебро. Короткие кварцевые жилы (2–13 м) и прожилки локализируются в узких зонах дробления. Золото в жилах приурочено к участкам трещиноватости кварца и к гнездам пирита и галенита. На участке Кызылбулак пиритизация развита среди полевошпат-кварцевых песчаников и слюдястых сланцев. Протяженность зоны до 300 м, ширина 30–50 м. К элементам-спутникам относятся мышьяк и серебро.

В Северо-Западном Каратау известны рудопроявления золота (см. табл. 5), связанные с биотит-хлоритовыми породами (**Кумысты, Алтынтау** и др.).

Золотопроявления прожилково-вкрапленного оруденения известны в этом районе на участках **Карамурун** и **Баламурун**, где золото установлено в жильном кварце с кальцитом, песчаниках, альбит-кальцитовых породах и гравелитах. Повышенные его концентрации установлены в карбонат-кремнистых сланцах с мелкой рассеянной вкрапленностью пирита. В последнем случае отмечаются высокие содержания серебра.

На участках **Нижние Кумысты** и **Тегистык** кварцево-жильный тип золотого оруденения представлен кварц-сульфидной минерализацией.

Ранг-Алтынтауская группа рудопроявлений золота распространена в бассейне одноименной речки, площадь которой сложена осадочными, эффузивными и интрузивными породами. Рудопроявления относятся к кварцево-жильному малосульфидному типу. С золотом ассоциируют пирит и халькопирит.

Рудопроявления кварц-полиметаллической минерализации известны на участке **Верхние Кумысты**. Кварц-сульфидные жилы, залегающие в гранитах, маломощные и короткие, а в известняках они достигают значительных (до 120 м) размеров. Рудопроявления **Бестомак, Домба, Косколь** и **Чедырты** представлены кварц-халькопиритовой минерализацией. Основным минералом является халькопирит, развиты карбонаты меди.

Из всех вышеописанных проявлений Южного Казахстана самостоятельный промышленный интерес для традиционных систем добычи и переработки представляют жильно-прожилковое Кумысты (включая Тегистык) и прожилково-вкрапленное Карамурун (включая Баламурун). Другие месторождения региона целесообразно обрабатывать геотехнологическими методами.

Проявления золоторудной кварц-карбонат-сульфидной минерализации установлены на всей территории Южного Казахстана. Для них характерна полиметаллическая (**Акдалы, Жалгиз, Тарлыган**) и медная (**Кендыктасские горы**) минерализация; на этих проявлениях содержания золота варьируют от следов до 1,6–2 г/т и серебра до 27–30 г/т. Из золото-скарновых рудопроявлений наиболее развиты гранат-магнетитовые (**Брик Восточный**) и гранатовые скарны (**Таскайнар**), несущие редкометалльную минерализацию. Содержание золота в скарновых рудах колеблется от следов до 40 г/т (не превышая в целом первых г/т).

Скарновый тип золоторудных месторождений выделяется также на участке **Верхние Кумысты** [33]. Изменения пород выражены мигматизацией, гранитизацией, ороговикованием, а среди известняков – мраморизацией и образованием гранат-пироксеновых скарнов. Золото свободное, связано с наложенной кварц-сульфидной минерализацией. Сульфиды представлены галенитом, сфалеритом, халькопиритом и пиритом. Золото распространено неравномерно, содержание низкое.

Золото как сопутствующий компонент часто присутствует и в других рудах. Так, в полиметаллических рудах месторождений **Казкудук, Узунсу** и медных рудах **Чатыркульской** группы месторождений его содержание составляет от следов до 41 г/т (при среднем 1–2 г/т).

В небольших концентрациях золото встречается в Северной Джунгарии и Бетпакдалы.

Рудопроявление **Аяк** (г.Тулькили) сложено серицитовыми кварцитами, перемежающимися с порфирами [35]. Среди серицитовых кварцитов канавами прослежены пиритизированные зоны протяженностью до 100 м при мощности около 15 м. В борздовых пробах установлены следы золота и серебро (от 3,6 до 36 г/т). В рудах присутствуют свинец (0,02–0,1%), титан (0,2–0,5%), медь и бор. В хр. Алтын-Эмель расположено месторождение **Иглик**, представленное сложными кварцевыми золотосодержащими жилами с вкрапленностью гематита, галенита и халькопирита и гематит-халькопиритовыми прожилками. Мощность прожилков от 1–5 до 20 см, а протяженность от 5–10 до 50 м. Самыми крупными являются три кварцевые жилы.

содержащие гематит, халькопирит и галенит, а по трещинам – малахит и азурит. Эти жилы прослежены на 300– 1000 м при мощности 0,5–10 м. В жилах установлены золото (0,09 –18 г/т), медь (0,4–3%), свинец (0,07–1,5%), цинк (0,04–0,6%), серебро (до 0,02%), кобальт (до 0,01%), молибден (до 0,05%).

Кыргызстан

В республике Кыргызстан разведано значительное количество месторождений и рудопроявлений золота. Наиболее крупные из них – Макмал, Джеруй, Талдыбулак Левобережный и Кумтор. Только в Северном Тянь-Шане установлено более 10 проявлений золотого оруденения и месторождений (Долпран, Карамаккоо, Беркут, Куранджайляу, Туюк и др.).

Золоторудные месторождения Кыргызстана объединяются в три минералого-морфологических типа [84,92]:

золото-полиметаллические жилы;

зоны с прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией; кварцево-медноколчеданные жилы и зоны.

Месторождение **Макмал** находится в Тогуз-Тороузском районе Нарынской области, на расстоянии 425 км юго-западнее ж.-д.ст. Рыбачье. С 1986 г. комбинатом “Макмалзолото” начата отработка верхней части месторождения открытым способом. В настоящее время ведется вскрытие и подготовка запасов глубоких горизонтов месторождения к отработке подземным способом. Добываемая руда перерабатывается на обогатительной золотоизвлекательной фабрике, расположенной в пос.Казарман, с получением промпродукта. Дальнейшую его переработку до получения рафинированного золота целесообразно производить на гидрометаллургическом заводе ПО “Южполиметалл”.

Месторождение **Джеруй** – расположено в Таласской области, в 187 км юго-восточнее ж.-д.ст. Джамбул, на высоте 3205–3170 м. Месторождение с 1987 г. осваивается производственным объединением “Киргиззолото”; за 3 года освоено 11,8% запасов, которые в целом оцениваются как значительные. Руды относятся к золото-кварцевому типу. Проектом предусмотрено строительство обогатительной фабрики и золотоизвлекательного завода с получением готового продукта в виде черного золота.

Месторождение **Талдыбулак Левобережный** расположено в Кеминском районе, в 26 км южнее ж.-д.ст. Быстровка, на высоте 1700–2300 м. Месторождение представляет собой мощные зоны брекчированных и гидротермально измененных пород, приурочен-

ных к гнейсовой толще и несущих рассеянную прожилково-вкрапленную сульфидную золотосодержащую минерализацию. Запасы руды на месторождении значительны. Руды относятся к кварц-золото-сульфидному типу (пирит, халькопирит, галенит, сфалерит). Содержание золота 5,9–7,3 г/т. Возможно попутное извлечение серебра, меди и серы.

В пределах Кеминского золоторудного пояса на расстоянии от 12 до 70 км от месторождения Талдыбулак известны мелкие золоторудные месторождения **Куранджайляу**, **Долпран**, **Сулу-Терек**, **Балыкты-Суу**, **Мироновское** и др. В настоящее время наиболее богатые из них намечаются к отработке старательским способом.

Золотосодержащее месторождение **Долпран** по минеральному составу, характеру околорудных изменений, составу вмещающих пород и морфологии рудных тел аналогично месторождению Талдыбулак Левобережный.

На рудопроявлении **Карамаккоо** в кварцевых жилах и зонах медной минерализации помимо золота установлено повышенное содержание висмута.

Рудопроявление **Беркут** представляет собой минерализованный штокверк (пирит, халькопирит) с относительно равномерным содержанием золота в диоритовом интрузиве.

На месторождении **Куранджайляу** в пределах двух серицитизированных, хлоритизированных и пиритизированных зон неравномерной мощности (от n до 150 м) выявлено несколько рудных тел (прожилков и жил) колчеданно-полиметаллического состава (пирит, сфалерит, халькопирит, арсенопирит). Кроме золота, в рудах отмечаются промышленные содержания свинца, цинка, меди и серебра.

Месторождение **Туюк** является аналогом месторождения Куранджайляу.

Месторождение **Кумтор** расположено в Джеты-Огузском районе Иссык-Кульской области, в 270 км юго-восточнее ж-д ст Рыбачье, на высоте 3800–4200 м. Месторождение является наиболее крупным по запасам на территории Кыргызстана. Содержание золота рядовое. Промышленный тип руд – золото-сульфидный. Месторождение находится в настоящее время на стадии проектирования.

Узбекистан

Кочбулакское месторождение представлено золоторудными жилами и зонами окварцевания [76]. На месторождении установ-

лены гюбнерит, арсенопирит, пирит, висмутин, сфалерит, халькопирит, блеклая руда, стибнолюционит, джемсонит, плагионит, марказит, галенит, аргентит, тетрадимит, жозеит, петцит, теллуровисмутит, волинскит, самородный висмут, вейссит, алтаит, сильванит, калаверит, гессит, самородное золото. Нерудные минералы представлены кварцем, серицитом, кальцитом, баритом. Текстуры жил полосчатые, кокардовые.

Самородное золото разнообразно по размеру (от пылевидных частиц до 0,1–0,2 мм). Формы золотинок комковатые, жилковидные, проволочные и дендритовые. Пробность золота колеблется от 849 до 885.

Другое месторождение золота Узбекистана – **Куранахское** залегает в карбонатных породах – известняках, доломитах и мергелях.

Рудные тела имеют в плане форму лентообразных залежей с извилистыми раздувами и пережимами. Нередко рудные тела выполняют изолированные карстовые воронки. В таких случаях золотоносной рудой является глыбово-обломочный и щебенчатоглинистый материал, сложенный песчаниками, известняками и окремненными метасоматитами.

Среди руд распространены брекчиевые текстуры с обломками калишпатовых метасоматитов и осадочных пород, оцемментированных кварцем. Главный золотоносный минерал – разномерный кварц – развивается по тонкозернистому хальцедоновидному кварцу.

На месторождении в ассоциации с пиритом встречаются марказит, самородное золото, серебро и висмут, пирротин, халькопирит, арсенопирит, галенит и сфалерит. Выделяют два типа золота – редкие золотины мелкого и среднего размера и мельчайшие золотые частицы (0,5–1 мм). Пробность золота колеблется от 900 до 923.

Месторождение **Мурунтау** расположено в отрогах Южного Тянь-Шаня [76]. В морфологическом отношении это значительной площади штокверк с неравномерным оруденением как по вертикали, так и по горизонтали.

В пределах штокверка выявлен ряд рудных зон, морфологически представляющих собой залежи сложной формы, в которых сочетаются прожилково-штокверковый и кварцево-жилковый типы оруденения. Основная масса золота месторождения заключена в трех рудных телах, форма и строение которых весьма сложны (круто- и пологопадающие кварцево-жилковые и прожилковые зоны).

Секущие части рудных зон наиболее богаты золотом. Они образованы серией параллельных кварцевых жил и поясов квар-

цевых, кварц-сульфидных, кварц-турмалиновых и карбонатных прожилков. Мощность наиболее крупных жил в раздувах составляет 15–20 м. Жильные зоны, примыкающие к крутым столбам, характеризуются низкими содержаниями золота.

Месторождение Мурунтау является типичным для золото-кварцевой формации. Золото отмечено в жилах и прожилках крупно- и среднезернистого кварца и сульфидов в ассоциации с пиритом, арсенопиритом, халькопиритом, сфалеритом, висмутином и самородным висмутом, сульфосолями серебра. В кварце оно образует неравномерно рассеянные тонкие включения и прожилки, иногда мелкие гнезда. В сульфидах развита мелкая (0,001–0,99 мм) вкрапленность золота и тонкие короткие прожилки мощностью 0,005–0,09 мм. Форма золотинок определяется морфологией трещин и межзерновых пространств (часто встречаются округлые зерна, комковатые, пластинчатые, дендритовидные и губчатые образования). В целом золото мелкодисперсное. Пробность 890–910; примеси – серебро, медь, висмут, свинец, мышьяк и железо.

1.3. РОССЫПНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Россия

В России главные районы распространения промышленных россыпей золота – бассейны рек Колымы, Индигирки, северное побережье Чукотского полуострова, Алданский и Джунгарский районы, Приамурье, Забайкалье, Ленский район, Енисейский край, Кузнецкий Алатау и Урал.

На Восточном склоне **Северного Урала** известно в настоящее время довольно значительное количество золотоносных россыпей.

В пределах **Восточных Саян** и **Кузнецкого Алатау** находятся преимущественно древние золотоносные россыпи. Россыпь долины **Сухого Лога** расположена в бассейне р.Кан на высоте 1300 м. Рыхлые отложения, достигающие мощности 17 м, четко разделяются на два горизонта. Верхний представлен валунными глинами с линзами песков и гравия, а нижний – аллювиальными песчаными отложениями; он отделен от верхнего слоем суглинков. Золото россыпи приурочено к основанию аллювиального слоя и частично – к верхней части коры выветривания. Золото мелкое, хорошо окатанное, пластинчатое.

Подобные россыпи наблюдаются также в бассейнах Маны, Шинды и Кизыра.

Потаповскую россыпь (Саралинский район) представляет аллювиальная залежь сероцветного галечника, локализованная на ложном плотике Золото пластинчатое, окатанное; приурочено оно к нижнему слою галечника.

На **Северо-Востоке** выделяют несколько золотосодержащих зон. Основная часть россыпного золота сосредоточена в пределах **Главной Колымской золотоносной полосы**, где существует пространственная связь дайковой формации с россыпными месторождениями золота, образующими километровые зоны вдоль долины рек. Подавляющее большинство известных здесь россыпных месторождений относится к долинному типу, хотя выявлены россыпи и на речных террасах. Для долинных россыпей наибольшие концентрации золота приурочены к приплотиковому слою аллювиальных отложений и подстилающему его аллювию коренных пород, образующим совместно продуктивный золотоносный пласт мощностью 0,6–1,8 м. Максимальным накоплением золота характеризуются центральные части россыпей.

На всей территории Северо-Востока России распространены аллювиальные, делювиальные, солифлюкционные, аллювиальные и гетерогенные россыпи. Основные объекты разработки – аллювиальные россыпи (пойменные и внепойменные).

К пойменным россыпям относятся косовые, щеточные, русловые и долинные. Основное промышленное значение имеют, как отмечалось, долинные россыпи (например, в пределах Яно-Колымского золотоносного пояса в них заключено более 55% выявленных запасов золота). Наиболее широко распространены россыпи эрозионных долин с нормальной мощностью аллювия (Омчакская, Чай-Юрюинская, Мало-ат-Юряхская и др.).

К внепойменным относят террасовые, террасно-увальные и водораздельные россыпи.

Характерно, что в террасовых россыпях Яно-Колымского пояса запасы золота убывают от низких к высоким террасам. Более 90% золота этих россыпей сосредоточено в первых трех надпойменных террасах. Пробность золота 880–980

В пределах **Утинского рудного узла** россыпи высокопробного золота (>900) развиты только в водотоках. В золотоносных россыпях правых притоков р.Оротукан преобладает золото крупной и весьма крупной фракции (самородки массой 300–400 г, реже 1000 г.) пробностью 850–870. В пределах **Лево-Оротуканского узла** золото обычно мелких фракций с пробностью 802–803.

**Характеристика золотоносности россыпей
Анадыро-Корякского рудного узла**

Местонахождение	Крупность золота, мм	Содержание примесей, %	Пробность золота	
			от — до	средняя
Пойменный аллювий	0,25	—	710—930	770
Приплотиковый пойменный аллювий	0,58	—	420—970	610
Плотиковый аллювий террас	0,65	Hg 0,02—0,1 Cu 0,04—0,2 Fe 0,01—0,05 Pb 0,01—0,03 Bi 0,006—0,07 Te < 0,016 As следы	810—960	880
То же	0,75—1,4	Hg 0,3—1,0 Cu 0,05—0,2 Fe 0,01—0,06 Bi 0,003—0,04 Te 0,01—0,04	700—960	900
Плотиковый аллю- вий террас (щетка)	2,45	Hg 0,03—0,07 Cu 0,02—0,08 Fe 0,01—0,03 As < 0,002	830—970	870

Второй крупный золотоносный район Северо-Востока России — **Чукотский** — также представлен в основном россыпными месторождениями долинного типа. Некоторые характеристики россыпей **Анадыро-Корякского региона** приведены в табл.6.

Россыпные месторождения Северо-Востока России зачастую относятся к вяловечномерзлым валунно-галечным массивам.

Якутия является крупной золотосодержащей зоной (рис.1). Золотоносность россыпей **Станового хребта** большей частью связана с хлоритовыми и серицит-хлоритовыми сланцами (гнейсоиды). В этом районе наиболее крупные россыпи расположены в долинах рек Амедичи, Кабактана, Холодникана, Джигдали, Тимлтона. Все россыпи аллювиальные, долинного и реже террасового типа. Россыпи группируются в трех изолированных золотоносных районах: Кабактанском, Верхне-Тимптомпском, Сутамском.

В пределах **Алданской провинции** известно несколько золотоносных районов: Амгинский, Центральнo-Алданский, Тыркандинский, Угурский, Нагорненский и Эвотинский. В **Центральнo-Алданском районе** развиты погребенные аллювиальные рос-

сыпи на склонах, водоразделах и в карстовых воронках в долинах рек. К ним относятся россыпи верховьев руч. Незаметного и притоков р. Томмота – Открытого, Туруна, Ниренте и др.

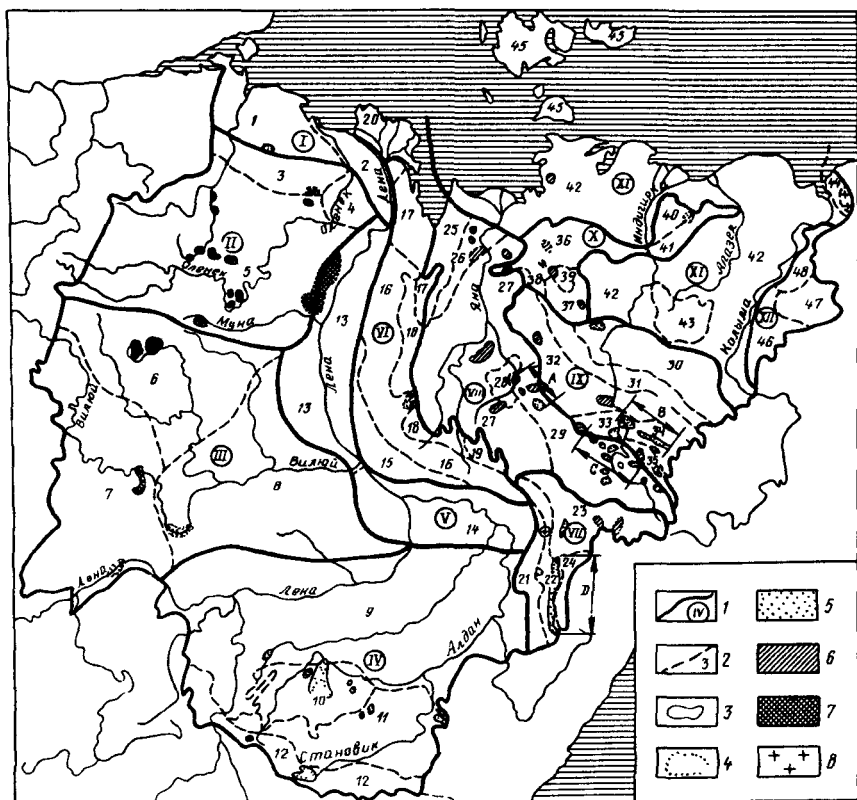


Рис. 1. Схема распространения россыпей в Якутии:

1-2 – границы и номера геоморфологических областей (1) и районов (2); 3-4 – границы распространения месторождений полезных ископаемых (3) и рудопроявлений (4); 5-8 – полезные ископаемые: 5 – золото, 6 – олово, 7 – алмазы, 8 – платина.

I – Лено-Хатангская область: 1 – Лено-Хатангская низменность, 2 – плато Чекановского; **II** – Северо-Сибирская область 3 – Анабаро-Оленекская равнина, 4 – Оленекское плоскогорье, 5 – Анабарское плоскогорье; **III** – Средне-Сибирская область: 6 – Мархино-Тюнгская равнина, 7 – Вилюйское и Лено-Нюйское плоскогорье, 8 – Вилюйская равнина; **IV** – Алданская область: 9 – Лено-Алданское плато, 10 – Алданское плоскогорье, 11 – Тимптоно-Учурское нагорье, 12 – Становой хребет; **V** – Лено-Алданская область: 13 – Приленская равнина, 14 – Алданская равнина; **VI** – Западно-Верхоянская область: 15 – передовые хребты Верхоянья, 16 – среднегорье Верхоянского хребта, 17 – Хараулахское нагорье, 18 – плоскогорье Верхоянского хребта, 19 – хребты в верховьях р.Сартанг и Нельгехе, 20 – равнина дельты Лены; **VII** – Восточно-Верхоянская область: 21 – западное низкогорье Восточного Верхоянья, 22 – хребты Сетте-Дабан и Улахан-Бом, 23 – хребты Кулбарин и Сунтар-Хаята, 24 – Юдомо-Майское нагорье;

VIII – Яно-Оимьяконская область 25 – Омолоинская равнина, 26 – низкотерье Кулар и Куларская равнина 27 – Яно Адычанское плоскогорье 28 – Тирехтяхское и Нельгехинское низкогорья, 29 – Адыча Оимьяконское низкогорье **IX** – Индигирская область 30 – хр Илин-Тас, 31 – Момо-Селенняхская равнина, 32 – хребты Черского, 33 – Эльтино Ольчанское нагорье 34 – Нерское плоскогорье, 35 – хр Тас-Кыстабыт, **X** – Полоусненская область 36 – Полоусненские низкогорья и равнина, 37 – южное низкогорье хр Полоусного 38 – Селенняхская равнина, 39 – Уяндинская равнина, 40 – Кондаковское плоскогорье, 41 – хр Улахан-Тас, **XI** – Приморская область 42 – Приморская низменность, 43 – Алазейское плоскогорье, 44 – Анионский хребет 45 – острова Ледовитого океана, **XII** – Юагирская область 46 – Юагирское плоскогорье, 47 – Березовское низкогорье, 48 – Колымское холмогорье
Золотоносные зоны *A* – Верхне-Адычанская, *B* – Нерская, *C* – Гарын Эльгинская, *D* – Аллах Юньская

Помимо Алданского щита на Сибирской платформе золотоносность известна в Анабарской антиклизе и в юго-западной части Вилуйской синеклизы

В пределах **Верхояно-Колымского района** основные россыпи расположены в пределах Яно-Индигирской (рис 2) синклинальной зоны К ним относятся россыпи Иньяли-Дебинского, Верхне-Индигирского и Южно-Верхоянского синклинориев, Нерского, Куларского антиклинориев и др

Характерной чертой золотоносности Верхояно-Колымского района является линейно-узловое размещение россыпей, глубина которых связана с их размерами в районах с большой глубиной залегания сформировались значительные по размерам и концентрации россыпи, с малой – незначительные **Куларский** район занимает территорию Яно-Омолоинского междуречья В речных долинах этого района присутствуют долинные и террасовые россыпи Весь район подразделяется на четыре золотоносных узла в бассейнах рек М Кюегюлюр, Улахан-Кюегюлюр, Урасалаах и притоков Яны

Наибольшее число россыпей расположено в пределах **Тарыно-Адычанской** зоны (ТАЗ), подразделяемой на Яно-Оимьяконскую и Индигирскую области Все россыпи этой золотоносной зоны локализируются в пределах рудных узлов и имеют отчетливую связь с коренными месторождениями Для многих россыпей ТАЗ источники золота (кварцевые жилы и зоны окварцевания) залегают непосредственно в плотике Здесь промышленные золотоносные россыпи представлены аллювиальными и аллювиально-делювиальными типами В среднем течении р Малый Тарын известны террасовые россыпи В основном россыпи характеризуются небольшими (длина до 3 км, ширина до 100 м) размерами И только отдельные из них имеют значительную площадь Диринь-Юрех – длина 15 км, Большой Тарын – 7 км при ширине до 500–1000 м Мощность россыпей колеблется от 5–6 до 30–35 м В средней части ТАЗ находится Базовский золотоносный узел, россыпи которого имеют своеобразное строение их длина до 2 км при ширине до 40 м

В **Мугурдах-Селериканской** зоне, расположенной юго-западнее ТАЗ, выявлена пока одна крупная россыпь — в руч. Бадран, впадающем справа в р.Селерикан.

Нерская золотоносная зона характеризуется многочисленными россыпями, приуроченными к притокам р.Неры. На северном продолжении Нерской зоны в бассейне р. Ольчан (левый приток Индигирки) размещается **Ольчанский** золотоносный узел, наибольший интерес в пределах которого представляет россыпь бассейна р. Туора-Тас с притоками Зарница, Сох, Широкий и Прометей. Все россыпи этой зоны имеют аллювиальный генезис с преобладанием долинного типа. Длина россыпей до 6 км.

В бассейне Индигирки выделяются шесть основных золотоносных областей: Чибгалах-Эркинская, Андыгачах-Тунгусская, Нерская, Прииндигирская, Тарыно-Эльгинская и Мугурдах-Селериканская. Все эти зоны, кроме Прииндигирской, расположены параллельно складчатым структурам и имеют северо-западное простирание.

В **Прииндигирской** золотоносной области россыпи долинного типа распространены широко и характеризуются весьма крутым уклоном — до 12° . Мощность рыхлых отложений составляет 8–40 м, а мощность золотоносного пласта — 1,5–2,0. В месте впадения руч. Базовский в руч. Угловой установлена аллювиальная россыпь длиной 1,5 км. В истоках руч. Базовского в чашеобразной впадине находятся россыпи Промежуточная и Развалистая, погребенные под озерно-болотными, флювиогляциальными и солифлюкционными отложениями мощностью до 100 м. Россыпи образуют несколько струй длиной до 2 км при ширине 20–40 м. Золотоносный пласт россыпи Промежуточной залегает на коренных породах, а россыпей Обрыв и Развалистая в верхних частях — на коренных породах, а в нижних — на ложном плотике из рыхлых отложений. Мощность рыхлых отложений не превышает 30–40 м при мощности золотоносного слоя 1,0–1,5 м.

Лево-Индигирский участок (руч. Береньях) включает небольшие россыпи преимущественно долинного типа. Право-Индигирский участок (ниже р.Хатыннах) также содержит многочисленные небольшие россыпи. Значительной является одна — россыпь руч. Дегунья, длина которой составляет около 7 км. Россыпь р.Хатыннах прослеживается на 22 км в длину и 200–250 м в ширину. Куобах-Багинский участок представлен рядом россыпей по рекам Б. и М.Куобах-Баги. Всюду мощность рыхлых отложений не превышает 4–5 м, золотоносного пласта — 1,0–1,5 м. Кроме долинных россыпей на правом склоне р. Лево́й Куобах-Баги существует террасовая россыпь с высотой коренного цоколя 40 м.

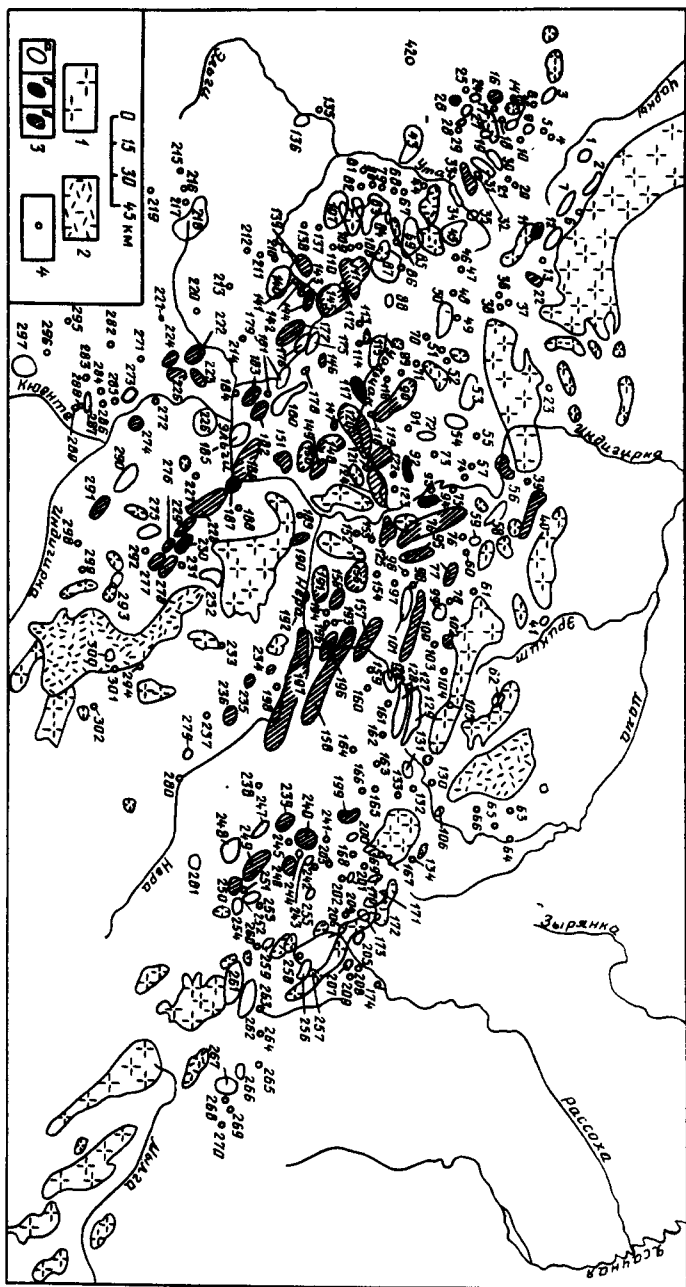


Рис. 2. Схема золотоносности Верхне-Индибирского района:

1 - интрузии гранитоидов, 2 - массивы дацитов и риолитов, 3 - золотоносные узлы и поля: а - рудные, б - россыпные, в - рудно-россыпные, 4 - золотопроявления.

Рудные узлы: 1 - Усть-Сюрюгинский, 2 - Чибалахский, 3 - Буксеченский, 7 - Правочарыйский, 12 - Буркатский, 43 - Среднеуатчанский, 45 - Доганьинский, 50 - Ченский, 53 - Силяпский, 58 - Хатынский, 69 - Конгычанский, 83 - Террасный, 87 - Тобычанский, 107 - Сюрампынский, 115 - Верхнеольчанский, 127 - Онганский, 129 - Куобугинский, 140 - Угловой, 175 - Яфсоанитовый, 176 - Тонорский, 180 - Сантаранский, 185 - Индибирский, 226 - Сылбанский, 261 - Ниенчатский, 262 - Сетаньинский, 267 - Учатский, 275 - Курдатский, 290 - Хоту-Басский.

Рудно-россыпные узлы: 40 - Тихонский, 76 - Куобах-Багинский, 77 - Митрей-Онгохтахский, 90 - Сетаханский, 95 - Средний, 111 - Жданинский, 119 - Тинь-Юретинский, 120 - Ольчанский, 124 - Нижнеольчанский, 125 - Тирехтяхский, 144 - Базовский, 145 - Делегеняхский, 148 - Туоратасский, 149 - Ыт-Юряхский, 150 - Эбир-Хайский, 151 - Нарынский, 155 - Сохский, 157 - Амбардакский, 158 - Курун-Агалыкский, 177 - Талалахский, 182 - Кинясь-Юряхский, 183 - Диринь-Юряхский, 186 - Сарылахский, 191 - Арга-Салинский, 196 - Кюеляхский, 197 - Нера-Бурустахский, 199 - Турахский, 228 - Санинский, 229 - Танский, 236 - Хангаласский, 240 - Майский, 249 - Делянкирский, 274 - Тарынахский, 291 - Якутский.

Рудные поля: 9 - Ясное, 15 - Бургалийское, 19 - Седло, 24 - Верхнебыинджинское, 27 - Вечернее, 28 - Быльнинское, 30 - Золотинка, 31 - Старт, 32 - Зональное, 34 - Устьевое, 35 - Красная Сопка, 39 - Учуйское, 41 - Чалбыгинское, 42 - Он-Юряхское, 54 - Порфиоровое, 59 - Солжукское, 62 - Интахское, 72 - Чалбыйское, 84 - Звонкое, 88 - Осеннее, 99 - Укуланское, 101 - Верхнеыльэнское, 106 - Кыгыл-Хайское, 112 - Смородиновое, 126 - Антагачанское, 131 - Тирехтяхское, 136 - Западное, 170 - Горбынинское, 171 - Гудное, 172 - Рында, 173 - Астероид, 179 - Потерянное, 190 - Усть-Нерское, 192 - Кюрбалахское, 200 - Джохачанское, 201 - Нодское, 202 - Подгорное, 204 - Аччигыйское, 205 - Ваджирское, 206 - Усть-Урданское, 207 - Деченьинское, 232 - Кюрбюлахское, 243 - Ударникское, 244 - Усть-Колхозное, 247 - Каньонское, 248 - Меланкирское, 251 - Неожиданное, 252 - Лунное, 254 - Юряхское, 255 - Маркинское, 256 - Ачмаланское, 266 - Омулевка, 273 - Тьэлахское, 279 - Верденское, 281 - Гольцовое, 287 - Верхнеадакское, 293 - Эргеляхское, 297 - Джанайское, 300 - Аид.

Рудно-россыпные поля: 11 - Верхнемюрелинское, 16 - Леводжолакагское, 22 - Кылгас, 26 - Быинджинское, 33 - Имтачанское, 56 - Хаптагай-Хая, 100 - Ылэнское, 102 - Левокурское, 139 - Балет, 146 - Отдаленное, 147 - Батырчанское, 156 - Тегергачанское, 178 - Итимнинское, 222 - Бадранское, 223 - Кэрэхское, 224 - Тумаринское, 225 - Надеждинское, 234 - Поворотное, 235 - Гранитное, 239 - Каньонное, 246 - Тунгусское, 250 - Малахайское, 276 - Дорское, 277 - Пильское, 278 - Дражное.

Россыпные узлы: 230 - Ударница.

Россыпные поля: 92 - Билирское, 94 - Багинское, 117 - Дальнее, 187 - Сайлыкское.

Рудопроявления: 4 - Левоседжерийское, 5 - Развилка, 6 - Оньоло, 8 - Верхнеджолагское, 10 - Саланда, 13 - Правомюрелинское, 14 - Карандаш, 17 - Верхнедарпирское, 18 - Пасмурное, 20 - Верхнененкатское, 21 - Ненкатское, 23 - Быгый-Алахское, 25 - Комюстэхское, 29 - Левобильнинское, 36 - Сумун, 37 - Арыта-Агалское, 38 - Верхнеагалское, 44 - Хивэчганское, 46 - Верхнедоганьинское, 47 - Ненкахчанское, 48 - Недик, 49 - Сюркюлонское, 51 - Бель, 52 - Ажайбаканское, 55 - Дальгейское, 57 - Курунское, 60 - Евханджинское, 61 - Левомитрей-Онгохтахское, 63 - Амбарчик, 64 - Сатос-Тубутское, 65 - Люкиндзское, 66 - Высокогорное, 67 - Неакунья, 68 - Шипр, 70 - Силянское, 71 - Южносилянское, 73 - Беренджинское, 74 - Иньялинское, 75 - Предпорожное, 76 - Тир-1, 78 - Тир-2, 79 - Сахынбинское, 80 - Эмкерчанское, 81 - Левотирехтяхское, 82 - Джугагдахское, 85 - Когычанское, 86 - Гайдар, 89 - Омук-Кюрюляхское, 91 - Бергенжское, 93 - Балтахтайское, 96 - Дед, 97 - Мачеха, 98 - Тазит, 103 - Бугуньяхское, 104 - Извилистое, 105 - Правокурское, 108 - Тордочанское, 109 - Сергей, 110 - Черный, 113 - Арангасское, 114 -

Среднее, 116 – Лагерное, 118 – Поворотное, 121 – Талыньинское, 122 – Омега, 123 – Бергеннякское, 128 – Анмандыканское, 130 – Бугончанское, 132 – Албын, 133 – Хонук, 134 – Буордахское, 135 – Ясное, 137 – Чистое, 138 – Качангра, 141 – Левое, 142 – Среднее, 143 – Правое, 152 – Сомнительное, 153 – Слон, 154 – Интахское, 159 – Осевое, 160 – Перехватное, 161 – Останцевое, 162 – Именитое, 163 – Безымянное, 164 – Потапова, 165 – Озерное, 166 – Перекатное, 167 – Чугулулукское, 168 – Елаунское, 169 – Табюракское, 174 – Болотное, 181 – Приметное, 184 – Юртовое, 188 – Катерина, 189 – Кутурское, 193 – Аннушка, 194 – Анка-1, 195 – Анка-2, 198 – Долинное, 202 – Подгорное, 203 – Верхнеанмандыканское, 208 – Деченья, 209 – Нагаинское, 212 – Ыттабытское, 213 – Баталакское, 214 – Кумахское, 215 – Угуйское, 217 – Левоселериканское, 220 – Развильное, 221 – Мулканское, 227 – Афанасьевское, 231 – Пэктэрэгдинское, 233 – Серое, 237 – Буревестник, 238 – Безымянное, 241 – Ют, 242 – Ударник, 245 – Ненадежное, 253 – Буруское, 257 – Улаканское, 258 – Среднеачмолонское, 259 – Нямчик, 260 – Ерега, 263 – Верный, 264 – Дарпир, 265 – Каньон, 268 – Уоч, 269 – Наледное, 270 – Горное, 271 – Топордахское, 272 – Трудное, 280 – Тыйское, 282 – Ляхское, 283 – Сурулахское, 284 – От-Юряхское, 285 – Негринское, 286 – Отское, 288 – Дадарское, 289 – Леводадарское, 292 – Правозреляхское, 294 – Беспозванное, 295 – Прямое, 296 – Тас, 298 – Тыллахское, 299 – Чубукалахское, 301 – Ейемю, 302 – Дина.

Проявления в конгломератах: 210 – Киенгское, 211 – Решающее, 216 – Верхнеселериканское, 218 – Конгломератовое, 219 – Омчиканья

На рис. 3 показаны поперечные профили трех характерных пойменных россыпей. Профиль по р. Эльги демонстрирует пойменную россыпь большой длины с глубиной рыхлых отложений до 30 м и ровным выдержанным плотиком. В приплотиковой части здесь развит валунистый горизонт. Профиль руч. Бадран иллюстрирует также глубоко залегающую пойменную россыпь в мелкогорном районе Адыча-Оймьяконской области. В долине этого ручья находится и небольшая погребенная терраса с промышленной россыпью.

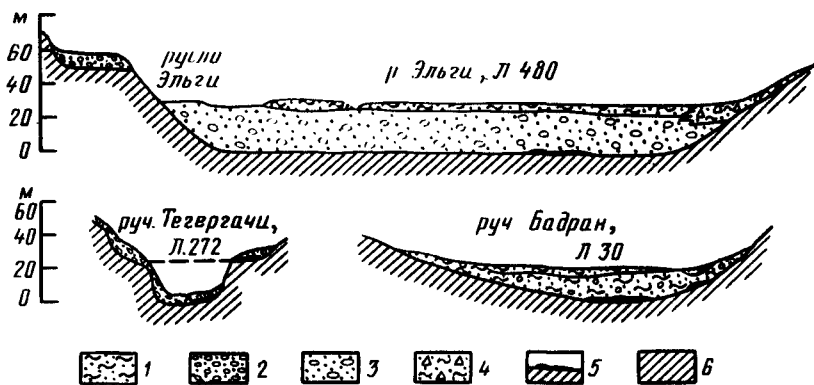


Рис. 3. Поперечные профили пойменных россыпей:

1 – песок с глиной; 2 – галька с песком; 3 – галька и валуны с песком; 4 – коллювий; 5 – россыпи; 6 – коренные породы

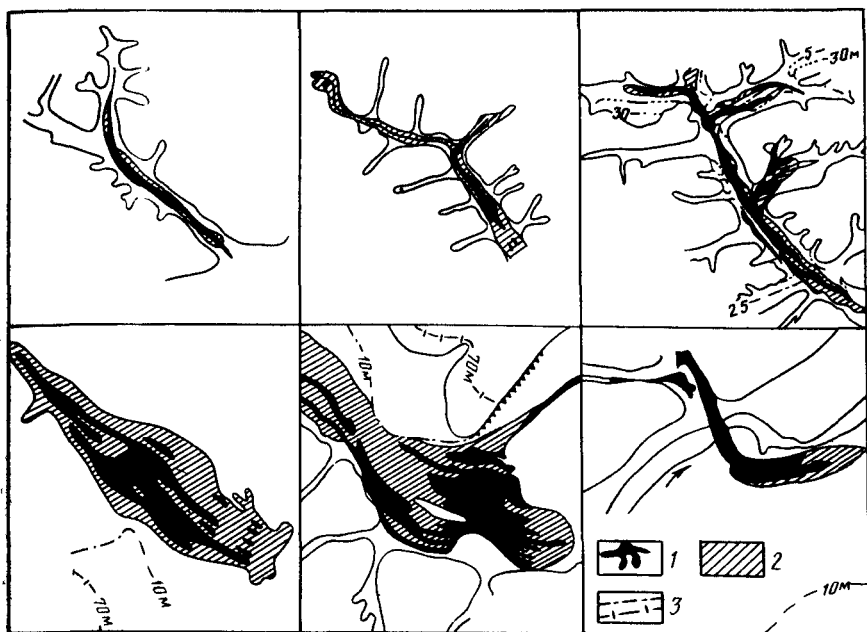


Рис. 4. Формы россыпей в плане:
 1-2 - участки с повышенным (1) и низким (2) содержанием золота; 3 -
 бровки террас

Формы пойменных россыпей в плане довольно разнообразны, хотя подавляющее их большинство имеет лентообразный, струйчатый характер (рис. 4). Их длина колеблется от первых сотен метров до 20 км. Соотношение длины к ширине составляет (10-20):1.

Весьма часто долинные и пойменные россыпи сочетаются с террасовыми на бортах долин. Примерами этого является приве-

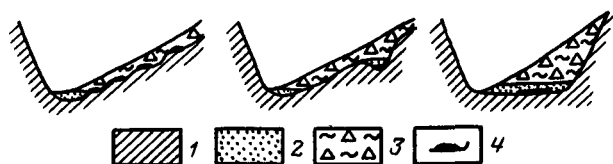


Рис. 5. Типы россыпей солифлюкционных склонов долин:
 1 - коренные породы; 2 - аллювий; 3 - коллювий; 4 - россыпи

денный на рис 3 профиль по руч. Тегергачи и сложная террасовая россыпь р. Малый Тарын, показанная на рис 5.

Несколько западнее осевой части Южно-Верхоянской области размещается золотоносная **Аллах-Юньская** зона. В пределах этой зоны выделяют три подзоны: Северную, Центральную и Южную. В Северной подзоне (верховья рек Аллах-Юнь и Анул) россыпи преимущественно русловые, не выдержанные. Центральная подзона (междуречье Маган-Юрях и Коро) представлена русловыми, долинными и террасовыми россыпями. Золотоносные слои погребены под мощной толщей (до 50 м) ледниковых отложений, а также делювиально-солифлюкционных образований (россыпи Хатын-Юрях, Западная, Правый Селях и др.). В Южной подзоне известны долинными и террасовыми россыпи. Они хорошо выдержаны по простирацию и имеют значительную протяженность (Ыныччан, Бам, Бриндакит, Юр, Дагор и Жар).

В **Ленском районе** (табл.7) на водоразделах и склонах промышленные элювиальные и делювиальные россыпи золота практически отсутствуют, за исключением района золоторудного месторождения Голец Высочайший, где известны золотоносные отложения. Основные типы россыпей этого района – ложковые, террасовые и увальные.

Золотоносные пласты в россыпях Ленского района имеют различный характер:

в глубоких россыпях (низины или террасы долин рек) пласт в нижней части представлен элювием, в верхней – аллювием;

в мелких россыпях он сложен грубым галечником с глинистым или иным цементом и прослоями.

В бассейне **р.Бодайбо** (правый приток р Витим), расположенном в центральной части Патомского нагорья, основное промышленное значение имеют погребенные аллювиальные россыпи. Коренными источниками золота являются малосульфидные золотоносные кварцевые жилы, сосредоточенные в северной части бассейна, где они образуют пять кварцево-жильных зон шириной

Т а б л и ц а 7

Золотоносность аллювиальных террасовых россыпей в долинах рек Ленского района, %

Река	Россыпи на террасах		
	низинных (до 15 м)	средних (15–30 м)	высоких (> 30 м)
Бодайбо	90,8	5	4,2
Большой Догаддын	93,6	6,4	–
Ныгри	91,2	3,2	5,6
Хомолко	94,7	5,3	–

от 0,5 до 3 км. Содержания золота в жилах низкие, размеры его выделений – крупные.

Погребенные россыпи расположены на террасах долин и в глубоких тальвегах, причем последние значительно богаче золотом и содержат более крупные его выделения. По запасам россыпей в долинах притоков чаще наблюдается обратная зависимость. Наиболее крупные россыпи расположены на 8-й и 9-й террасах. Большая часть террасовых россыпей имеет длину сотни метров. Глубина залегания их составляет от 10 до 40 м, а россыпей глубоких тальвегов – 20–30 м. Мощность золотосодержащих пластов погребенных аллювиальных россыпей колеблется от 0,2–0,4 до 3–5 м.

В зависимости от литологических особенностей аллювия различаются следующие типы золотосодержащих пластов:

1) *галечные или валунно-галечные пласты*; в них основная концентрация золота наблюдается в присутствии глин, причем наибольшее содержание золота отмечается непосредственно над плотиком.

2) *щебенистые пласты*: концентрации золота приурочены к слоям горизонтально лежащего щебня (мощностью 0,5–2 м) с гравийно-глинистым заполнителем и тяготеют к нижней их части; особенностью этого типа россыпей является относительно ровный, но трещиноватый плотик, что обуславливает проникновение в него золота (преимущественно крупных фракций) на глубину до 40 см.

Золото россыпей бассейна р.Бодайбо преимущественно крупное (размеры золотинок 2–4 мм); встречаются самородки. По размерам, морфологии и пробе выделяются две разновидности золота, характеризующиеся:

крупными и средними по размерам золотинами сравнительно простой формы (угловато-комковидной, пластинчатой) и высокой (870–930) пробой;

сложными золотинами (крючковидными, губчатыми, друзо-, дендритовидными) среднего размера и с низкой пробой (730–820).

Россыпь долины р.Бодайбо делится на три участка: Верхний погребенных россыпей; Средний со сложной двухпластовой россыпью; Нижний – основная россыпь.

Золото Нижнего участка приурочено к низам галечников и гречинам плотика; мощность пласта составляет 0,5–1,5 м; золотины мелкие, чешуйчатые, хорошо окатанные.

Белогорская делювиальная россыпь, связанная с Белогорским золоторудным месторождением, находится на пологом слабо расчлененном склоне Белой Горы. Мощность обломочных отло-

жений составляет в среднем 5–6 м, в нижней части россыпи – 20 м.

Деллювиальные отложения представлены глиной или песчанистой глиной с обломками и щебнем эффузивных пород. В состав тяжелой фракции деллювия входят лимонит (50–60%), магнетит (6–10%), ильменит (до 36%), хромит (до 4%), эпидот (30%), циркон, сульфиды, оксиды марганца и другие минералы. Золото рассеяно по всему деллювию, образуя обогащенные линзы. Основная масса металла заключена в глинистом материале. Размеры золотин варьируют от 0,05 до 1,0–1,5 мм.

Пролувиальные россыпи Белогорского узла приурочены к вершинам ключей, берущих начало на склонах Белой Горы. Максимальная мощность золотосодержащего пролювия вдоль тальвега достигает 20–25 м. Золото встречается по всему разрезу пролювия, концентрируясь около плотика.

В отличие от золота деллювиальной россыпи, имеющего зеленовато-серебристо-желтый цвет и сильный металлический блеск, в пролювиальных россыпях оно розовато-желтое с тусклым блеском и шероховатое, с пробой 663–694.

Казахстан

В Казахстане рудопроявления аллотигенно-россыпного золота обнаружены в Кокчетавском массиве.

Россыпные месторождения в **Центральном Казахстане** связаны с колчеданным месторождением **Сувенир** и представлены песками с содержанием золота от 1 до 15 г/т.

На территории **Южного Казахстана** установлено более 250 рудопроявлений россыпного золота: в Каратауском хребте в аллювиальных отложениях рек Алтынтаусай, Ранг и Кумысты; в Малом Каратау по рекам Танды, Коктал, Бугунь, Шабакты; на юго-востоке Каратау по рекам Каирчакты, Саясу, Карагашты, Терс; на северном склоне Джунгарского Алатау по рекам Тентек, Ргайты, Джаманты; в Верхнебаянкольском районе по р. Баянкол и ее притокам, а также по правым притокам р. Чалкудысу; в бассейне р. Чилик и ее притоков. Содержание золота в россыпях колеблется от единичных знаков до 5–6 г/м³ и более на пласт мощностью 0,7–3 м. Содержание металла на массу песков обычно не превышает 50–100 мг/м³. Более высокое содержание обнаружено в террасовых россыпях – от 500 до 4500 мг/м³. Распределение золота в россыпях обычно струйчатое при ширине струи от 5 до 100 м и длине 500–2000 м. Золото мелкое и среднее, пластинчатое, реже комковатое, пробностью 884–909.

Изучение золотосодержащих россыпей хр. Каратау позволило выделить четыре типа золота, встречающихся в пределах региона и различающиеся по форме, размеру, пробности и примесям [72].

Алтынтауский тип присущ россыпям бассейнов рек Алтынтаусай, Ранг, Кексай, Актюбе в юго-восточной части Кумыстинского узла Северо-Западного Каратау. Для этого типа золота характерно преобладание комковидных частиц неправильной формы (70–90%) с низким коэффициентом уплощения (1–3), фиксирующих форму пустот внутрирудных брекчий и участков сопряжения трещин в жильных минералах. Для 1% частиц типичны идиоморфные формы свободного роста в открытых пустотах. Золото преимущественно крупное (2–6 мм, реже до 10–40 мм), часто встречаются мелкие (до 10 г) и иногда более крупные (до 100–120 г) самородки. Алтынтаускому типу свойственно преобладание низкопробного золота (750–850) с вариациями от редко встречающегося кюстелита до электрума (10–15%) и собственно золота (80–90%). Основная примесь в золоте – серебро; присутствуют также медь, свинец, железо, никель и кобальт.

Кумыстинский тип золота присущ россыпям бассейнов рек Кумысты в северо-западной части Кумыстинского узла и Арпаозен в Центральном Каратау. Отличительной особенностью данного типа золота является утолщенно-пластинчатая форма выделений (60–80%) и чешуйчатые разновидности с коэффициентом уплощения 5–15. Преобладает золото средней крупности (1–2 мм), реже встречается крупное (до 8–10 мм); изредка отмечаются самородки. Средняя масса золотин – 0,75–2 мг. Характерная пробность – 850–910. Постоянные примеси такие же, как и по региону в целом, – серебро, медь, железо, свинец. Второстепенные примеси – кобальт, никель, вольфрам, хром, сурьма и олово.

Карамурунский тип золота установлен только в россыпях Карамурунского рудного поля на западной оконечности Северо-Западного Каратау. Данному типу присуща пестрота форм выделений: комковидная, прожилковая, крючковатая, чешуйчатая, кристаллическая и дендритовидная. Крупность золота варьирует в широких пределах – от пылевидного (0,01–0,05 мм) до очень крупного (5–8 мм). Обычна высокая пробность золота (> 950). Кроме постоянных примесей – серебра, меди, свинца и железа, отмечаются лантан, стронций, висмут.

Карагаштинский тип характерен для россыпей юго-восточной части Каратау (Боролдайтау) и отдельных россыпей Центрального Каратау (Ермаксу). Преобладает золото трещинного типа (прожилковое, чешуйчатое, пленочное) с размером золотин 1–3 мм (редко 8–10 мм), их средней массой 0,6–1 мг и

пробностью 959–980 Основная примесь – серебро; установлены медь, свинец, железо, никель, кобальт, ртуть и цирконий.

Для организации дражной добычи россыпного золота перспективным объектом в **Кыргызстане** является Сусамырская котловина

* *
*

Таким образом, анализ минерально-сырьевой базы золота России, Казахстана и Средней Азии показал, что наряду со средними и богатыми существенный вклад вносят незначительные и бедные месторождения. Разнообразные условия и характеристики месторождений определяют область применения той или иной технологии добычи и переработки сырья:

подземная разработка месторождений жильного и штокерного типа с высоким содержанием золота;

открытая разработка неглубокозалегающих рудных тел большой и средней мощности;

шахтное выщелачивание потерянных и забалансовых руд (целиков, блоков и т.д.) гидротермальных месторождений на рудниках;

скважинное выщелачивание мелких гидротермальных месторождений, залегающих на небольших глубинах, крупных месторождений с убогим содержанием золота и погребенных вечномерзлых россылей;

кучное выщелачивание минерализованных пород вскрыши (штабелей, отвалов и складов забалансовых руд) и хвостов обогащения

При этом часто эффективная отработка многих золотосодержащих месторождений России, Казахстана и Средней Азии возможна только геотехнологическими (шахтное, скважинное и кучное выщелачивание) методами. Полученные проектные данные [56] показывают, что при кучном выщелачивании пород рудной вскрыши месторождения Мурунтау с отсортировкой крупных (неметаллоносных) фракций и доведением среднего диаметра выщелачиваемого куска до 34 мм может быть достигнуто 68–72%-ное извлечение золота. Кучное выщелачивание высокоглинистых руд забойной крупности Васильковского месторождения обеспечит извлечение золота свыше 60%; при подземном выщелачивании залежей Мукурской зоны на Алтае извлечение составит 80%, а при подземном выщелачивании с предварительным оттаиванием россыпей Северо-Востока России с содержанием золота около 1 г/т оно превысит 80%.

В целом применение методов геотехнологии золота ведет к снижению удельных капитальных вложений на 60% и эксплуатационных затрат на 75% по их отношению к традиционным технологиям [56].

В следующих главах мы представим результаты исследований по геотехнологии золота, обеспечивающие значительное расширение его минерально-сырьевой базы.

2. ТРАДИЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

2.1. СПОСОБЫ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

Отработка месторождений 1–9-го и 11-го промышленных типов (см табл.1) в зависимости от природных условий осуществляется подземными рудниками или карьерами разной производительности.

Анализ деятельности 137 золотодобывающих рудников мира показал [55], что основной объем добычи золота как по руде (45%), так и по металлу (70%) приходится на подземные горные работы. Открытые горные работы составляют около 35% уровня добычи по руде и 28% – по металлу. Удельный вес золота, добываемого за рубежом из россыпных месторождений, составляет по руде 20%, по металлу 2%.

Характерным примером подземной разработки золоторудного месторождения является отработка рудником Боко (Казахстан) *Васильевского* месторождения [64]. Производительность рудника 35–40 тыс.т руды в год; принята слоевая система обрушения (рис.6). Длина блоков определялась из условия оптимального расстояния скреперной доставки руды в очистном пространстве и равна 50–60 м, высота между горизонтами 40 м. Выемку рудных тел осуществляют от всячего бока к лежащему, отработку блоков – от ствола шахты № 4 в отступающем порядке.

Очистные работы начинаются с проходки слоевого штрека от рудоспуска до границы блока со сплошным креплением неполными дверными окладами.

При мощности рудных тел более 5 м отработка блоков ведется с односторонней выемкой слоев заходками, ориентированными вкрест простирания рудных тел. При мощности рудных тел от 3 до 5 м принимают вариант отработки слоя без заходок путем последовательной проходки двух параллельных слоев штреков.

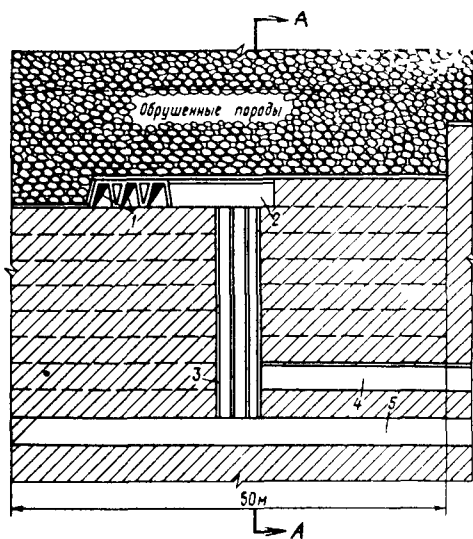
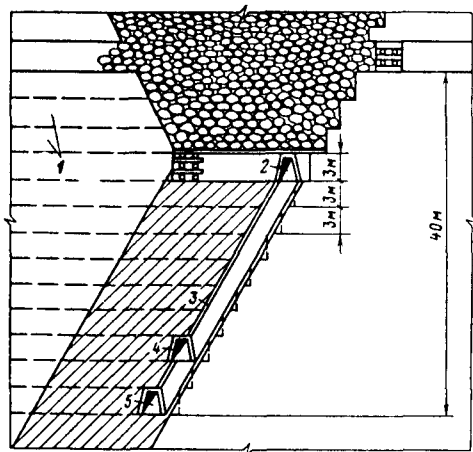


Рис 6 Системы разработки со слоевым обрушением 1 – слоевые заходки 2,4,5 – штреки 2 – нарезной 4 – подэтажный вентиляционный 5 – рудный 3 – блокочный восстающий

A-A



Другое золоторудное месторождение Казахстана – *Таскора* – с 1986 г также обрабатывается подземным способом. Размеры эксплуатационных блоков ширина 2,5–20 м, длина 22–77 м, высота 40 м, высота подэтажей 8–12 м. Отработка месторождения ведется путем разделки отрезной щели через взрывание одиночных скважин на отрезной восстающей. После чего производят подрезное взрывание трех рядов скважин с последующим выпуском руды через выпускные дучки.

Примером открытой разработки является отработка *Суздальского* месторождения (Казахстан) – карьером глубиной 60–70 м, системой с горизонтальными слоями и транспортировкой вмещающих пород во внешние отвалы. Высота уступов карьера 10 м. Такая же система принята при отработке золоторудных месторождений *Мизек* и *Большевик*.

Разработка золоторудного месторождения *Макмал* (Кыргызстан) открытым способом ведется карьером с уступами высотой 10 м как при производстве вскрышных, так и добычных работ [92]. В процессе отработки рудоносных горизонтов четко обособить вскрышные и добычные работы не представляется возможным. В связи с этим на Макмальском золоторудном карьере на вскрыше и добыче применяется главным образом однотипное горно-транспортное оборудование.

Расположение скважин на уступах в основном многорядное. В целях улучшения качества взорванной горной массы и уменьшения выхода скальных выступов расстояние между скважинами в настоящее время принято равным 5–6 м. Перебур скважин изменяется от 1,5 до 4 м, составляя в среднем 20% высоты уступа.

Обуривание и взрывание рудных участков на уступах производится, как правило, отдельно от породных. Скважины бурятся по выставленным пикетам. Фронт буровых работ на породных уступах изменяется от 20–40 до 60–80 м.

При проведении взрывов с образованием “котлованов” и при нарезке горизонтов взрывание осуществляется с созданием обнаженной плоскости при помощи опережающей отпалки центрального врубового ряда скважин.

Для бурения взрывных скважин на Макмальском карьере используют в основном шарошечные станки типа СБШ (наиболее распространенной в настоящее время модификации СБШ-250 МН), позволяющие бурить как вертикальные, так и наклонные скважины.

Взрывание скважин выполняется короткозамедленным способом, с замедлением в основном по рядам. Количество одновременно взрываемых скважин изменяется в широких пределах: от 3–10 на одних рудных участках до 30–50 – на других (на породных участках при нарезке горизонтов, при проходке траншей, котлованов и т.п.). При отпалке небольшого числа рудных скважин (2–3) взрывание обычно ведут мгновенным способом с применением капсулей-детонаторов мгновенного действия типа ЭД8-56.

Выемка рудной массы в развале сопровождается внутризбойной сортировкой. Выдача руды, как правило, производится только в дневное время суток. В перерывах подачи автосо-

свалов машинист подготавливает рудную массу, отсортировывает пустую породу и негабариты. В процессе погрузки рудной массы встречающиеся участки пустых пород по возможности отгружаются отдельно.

Т а б л и ц а 8

Зависимость параметров разработки и производительности от применяемого при вскрышных работах на добыче песков оборудования

Оборудование	Параметры разработки полигонов, м			Производительность, м ³ /ч, по породам	
	ширина	глубина выемки	расстояние транспортировки	талым	предварительно разрыхленным
Бульдозеры:					
ДЗ-118	61-80	<4	61-80	50,2	37,4
		<6	81-100	53,8	34,1
Д-9Ж	61-80	<4	61-80	93,5	53,3
		<6	121-140	73,0	41,0
Д-9Ж	41-60	<6	61-80	85,5	48,3
		6-8	121-140	68,0	38,2
НД-41	41-60	<6	81-100	114,0	64,2
		>6	121-140	105,9	59,5
Скреперы:					
ДЗ-115	80-160	<12	200	58,5	-
			300	43,7	-
			400	43,7	-
ДЗ-77	80-160	<12	200	56,2	-
Погрузчики:					
Cat-998	<400	<8	100	82,6	77,5
			200	50,7	46,9
			300	37,9	34,7
Н-400с	<400	<16	100	131,5	117,6
			200	80,0	74,0
			300	61,3	55,9
Экскаваторы:					
Э2503, Э2505	60	4-8	-	64,8	46,8
ЭШ-6/45М	40-80	6	-	203,0	134,0
ЭШ-10/70А	60-100	12	-	399,2	243,0
		14-18	-	370,7	-
Комплексы:					
бульдозерно-экскаваторный					
ЭКСГ-5; ДЗ-126	60-100	4-8	-	250,0	-
Э2505; ДЗ-116(117А)	60-100	4-14	-	76,5	-
бульдозерно-гидромеханизированный					
ДЗ-118; 16ГРУТ-8	100-150	18-20	-	270,0	-
ДЗ-118; ЗГМ-2М, 12ГРТ-8	100-150	<12	-	170,0	-
экскаваторно-транспортный					
Э2503, Э2505;	400	<8	800	138,0	112,0
БелАЗ-540					
ЭКГ-4,6Б, БелАЗ-540	400	8-16	800	210,0	172,0

Продолжение табл. 8

Оборудование	Параметры разработки полигонов, м			Производительность, м ³ /ч, по породам	
	ширина	глубина выемки	расстояние транспортировки	талым	предварительно разрыхленным
погрузчик-автосамосвал Cat-998; КрАЗ-256Б Н-400с; БелАЗ-540	400	<8	800	172,0	147,0
	400	<16	500	350,0	280,0
			800	280,0	230,0
			1600	250,0	200,0
	Н-400с, БелАЗ-549с	<400	8-10	500	380,0
800				350,0	250,0
1600				300,0	220,0
бульдозерно-экскаваторно-транспортный Э2505; Д-575; КрАЗ-256Б ЭКГ-4, 6, Д9-6; БелАЗ-540	65-70	>6	400-450	138,0	-
	100	>6	475-500	140,0	-

В России до настоящего времени превалирует (до 60%) добыча золота из россыпных месторождений. При разработке золотосодержащих россыпей в зависимости от природных условий, в первую очередь, от глубины залегания и приуроченности к зонам многолетней мерзлоты или талым породам, применяются открытые горные работы (дражные комплексы, землесосные снаряды, гидромониторы, экскаваторно-бульдозерно-скреперный способы) или подземные (шахты). Параметры разработки и производительность изменяются в зависимости от используемого оборудования (табл. 8,9). Дrajный способ применяется при разработке талых или предварительно оттаянных россыпей, не имеющих закарстованных или трещиноватых плотиков, содержащих значительное количество золота (при уклоне долины не более 0,01-0,03%) При выборе драг учитывается возможность снятия части торфов землеройной или гидравлической техникой, условия регулирования водного зеркала, размер валунов и глыб (табл. 10).

Гидравлическим способом ведут разработку песчано-гравийных россыпей шириной не менее 20-40 м. Для этого способа на 1 м³ добываемой породы необходим приток 0,5 м³ чистой воды. Землесосные плавучие снаряды используются при запасах песков, обеспечивающих их работу на полную производительность в течение 2-3 лет и при содержании валунов предельных размеров (табл.11) не более 4%.

Гидравлический способ размыва пород с помощью гидромониторов применяется для разработки талых террасовых и склоновых ложковых россыпей с ограниченным притоком поверх-

Производительность оборудования, применяемого при разработке и добыче песков¹

Вид разработки и добычи песка, оборудование	Производительность по талым породам, м ³ /ч
Бульдозерно-гидромеханизированная	
ДЗ-109; ЗУ10ГР	50,00
ДЗ-118, 121; ЗУ12ГР	75,00
ДЗ-118; ЗУ16ГР	115,00
ДЗ-118, 121; ПГШ-50	50,00
ДЗ-118, 121; ПГВ1-1000	60,00
Скреперно-гидромеханизированная	
ДЗ-77; ЗУ10ГР	50,00
ДЗ-77; ЗУ12ГР	75,00
ДЗ-77; ЗУ16ГР	115,00
ДЗ-77; ПГШ-50	60,00
Бульдозерно-погрузочно-гидромеханизированная ²	
Сат-988, ДЗ-109; ЗУ10ГР	50,00
Транспортно-конвейерно-скруберная	
ЭКГ-4; БелАЗ-540 и др.; ТОК-200	100-200
Комплексы:	
экскаваторно-гидромеханизированный	
ЭШ-6/45; ЗГМ-2М и др.	175-200
экскаваторно-транспортный	
ЭШ-6/45; СОФ-700; ПКС-1200, ТОК-2000	100-200
роторный	400-600
роторно-скреперный с драгой	1000

¹ Параметры разработки полигонов: ширина – 20–100 м, глубина выемки ≤ 25 м.

² Производительность комплекса определяется производительностью промышленного оборудования

Таблица 10

Горно-технологические условия применения драг с различной вместимостью черпака

Показатели и условия	Типы драг по глубине черпания					
	средней глубины				глубокого черпания	
Вместимость черпака, л	80	150	250	380	400	600
Минимальная ширина разреза, м	35-40	40	45-50	60	75	110-120
Глубина черпания ниже уровня воды, м:						
максимальная	6	9	11-12	17	30	50
минимальная	2	2,5	3,5	4,0	4,5	5
Максимальная высота надводного барьера, срабатываемого черпаками, м	1	2	3-3,5	4	4	10
Предельный размер валунов, мм	300-500	400	600	700	700	800
Запасы горной массы месторождения, млн м ³	2-3	6-10	12-15	15-	15-25	30
				25		

ностных и подземных вод, а также долинных и русловых россыпей с небольшой водообильностью при уклоне поверхности смыва 0,05–0,08% и высоте забоя не менее 3 м и не более 30 м. При большей плотности пород необходимы буровзрывные и механические способы рыхления. При небольших запасах и невоз-

Горно-технологические условия применения землесосных снарядов различной технической производительности по породе

Показатели и условия	Производительность м ³ /ч			
	≤ 130	130-220	220-400	≥ 400
Минимальная мощность пласта, м	2,4	3,2	4,8	6,4
Глубина разработки ниже уровня воды, м				
максимальная	8	15	18	18
минимальная	1,5	2,5	3,5	5,0
Предельный размер валунов, мм	100	180	220	280

возможности подведения воды может использоваться экскаваторный способ (механическая лопата) отработки с транспортировкой песков на обогатительные установки. Роторные экскаваторы с перегружателями и ленточными транспортерами применяются на талых россыпях, залегающих на глубинах от 3 до 40–50 м и имеющих запасы, обеспечивающие производительность комплекса в течение 3–10 лет. Для отработки многолетнемерзлых, маловодных террасовых и долинных россыпей с ограниченными запасами часто оптимальным является бульдозерно-скреперный способ. Предельная глубина отработки 9–12 м. Подземный способ применяется при глубинах залегания не менее 5 м в мерзлых и не менее 20 м в талых россыпях. Предельная достигнутая в настоящее время глубина отработки россыпей подземными горными выработками составляет 60–70 м. Способы отработки более глубокозалегающих вечномерзлых и особенно талых россыпей до настоящего времени отсутствуют.

Главные районы мировой золотодобычи из россыпей это Север и Северо-Восток России, Север Канады и США. Основные сложности, возникающие при разработке россыпей в этих регионах, состоят в следующем:

- сезонном характере добычных работ;
- приуроченности большинства месторождений в зоне “вялой” мерзлоты,
- отсутствии технологии улавливания золота мелкой (0,20–0,25 мм и меньше) фракции;
- ограничении глубины отработки месторождений из-за высокой себестоимости и сложных горно-технических условий;
- обеспечении сохранности поверхности и охраны окружающей среды.

Характерным примером является россыпь, обрабатываемая прииском “Штурмовой” (Россия). Разрабатываемые пески представлены галькой средних и крупных размеров с песком и глиной. Встречаются валуны размером 0,2–0,3 м. Валунистость массива составляет 15–20%, льдистость 10–20%, глинистость 20%, категория крепости песков IV.

Вяломерзлые породы ухудшают показатели традиционных систем разработки (открытой и подземной). Так, на прииске "Буркандья", разрабатывающем месторождение Валунное (расположено в зоне вечной мерзлоты и представлено ледниково-водными валунно-галечными отложениями), применение камерно-лавной системы разработки с дополнительными поперечными целиками характеризовалось следующими показателями: потери в целиках - 12,1%; разубоживание (при мощности 0,2-1,6 м) 40-60%.

2.2. ОБОРУДОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ

В настоящее время первичное обогащение золотосодержащих песков, разрабатываемых открытым и подземным способами, осуществляется гравитационным методом.

На выбор оборудования и технологической схемы обогащения песков влияют следующие факторы [49]:

промывистость песков и категория их обогатимости;

минеральный состав песков;

содержание тяжелых минералов и золотин;

гранулометрический состав золотин, песков, торфов, выход валунов, шламов и гелей;

необходимое количество потребляемой технологической воды.

При обогащении песков в зависимости от условий применяют различные типы промывочных приборов (табл.12).

Т а б л и ц а 12

Технические характеристики промывочных приборов для россыпей

Тип прибора	Тип водяного насоса	Производительность, м ³ /ч	Мощность, кВт	Высота подъема, м	Общая масса, т
ПГШ-30	8НДВ	30	105	11	27
ПГШ-50	12НДС	50	205	11,5	29
ПЗШ-50	Д2630-90	50	400	40	45
ПЗШ-75	12НДС	70	539	25	50
ПЗШ-100	12НДС	100	132	63	90
ПГВ-1000	12НДС	50	280	11,5	55
ПГВ-75	12НДС	75	299	12,5	45
ПЗВ-60	Д630-90	60	399	38	58
ПКС-700	8НДВ	50	179	16	60
ПКС-1200	8НДВ	60	186	20	65
ПКБО-100	12НДС	100	186	20	69
ТОК-200	14Д6	200	400	20	80
ПКБО-200	14Д6	200	400	20	85
СОФ-700	12НДС	150	450	20	100

Гидроэлеваторными промывочными приборами производится более 70% промывки песков в России. Их отличие от конвейерно-скрубберного заключается не только в способе подъема песков на обогатительное устройство (ленточный конвейер или гидроэлеватор), но и в самой технологической схеме обогащения:

в конвейерном приборе осуществляют дезинтеграцию и классификацию песков в скруббере, раздельную промывку по классам крупности на шлюзах с малым наполнением, раздельную уборку хвостов;

в гидроэлеваторном приборе производят дезинтеграцию в гидроэлеваторе, пульповоде и на шлюзах, промывку неклассифицированного материала на шлюзе с глубоким наполнением, уборку хвостов без разделения по крупности.

В основу конструкции используемых при промывке и обогащении песков приборов – землесосно-бочечного ПЗБ-60 и гидроэлеваторно-бочечного ПГБ-75 – положен гравитационный способ обогащения золотосодержащих песков в потоке воды (пульпы) на шлюзовых обогатительных устройствах. Техническая характеристика этих приборов следующая:

Производительность, м ³ /ч.....	60 (ПЗБ-60), 75 (ПГБ-75)
Промывка, классификация и обогащение.....	Двухстадийные
Тип классификационно-промывочного устройства:	
первой стадии.....	Гидровашгерд
второй стадии.....	Барабанный грохот
Тип обогатительного устройства:	
первой стадии.....	Шлюз крупных фракций (глубокого наполнения)
второй стадии.....	Шлюз мелких фракций (мелкого наполнения)
Максимально допустимый размер валуна, поступающего на гидровашгерд, мм.....	300–350
Размер перфорации классификационной решетки бункера гидровашгерда, мм.....	125
Размер перфорации барабанного грохота, мм.....	20
Уборка и складирование хвостов промывки:	
гели (+20–125 мм).....	Отвалообразователем
эфели (–20 мм с водой).....	Самотеком
гели (+125 мм).....	Бульдозером
Типы транспортирующих пульпу устройств.....	Гидроэлеватор, землесосный агрегат, грохот барабанный, шлюз

Рассматриваемые приборы эффективны только на обводненных полигонах. Область их применения ограничивается содержанием в песках фракции +125 мм не более 5–8% и наличием валунов не крупнее 300 мм.

При использовании подобных приборов потери золота зависят от крупности золотин (табл.13). Минимальные потери достигаются при равномерном распределении песков и воды по секциям шлюза.

Т а б л и ц а 13

Потери золота на различных приборах, %

Характеристика золота	МПД	ПГШ	ПГБ
Крупное (<50% класса - 1,2 мм)	5,0-5,5	7,5	6,3
Среднее (<20% класса - 0,5 мм и >50% класса - 1,2 мм)	4,0-4,5	11,0	7,5
Мелкое (>50% класса - 1,2 мм и >20% класса - 0,5 мм)	5,0-7,0	До 20,0	До 13,0

Золотоизвлекающие приборы представляют собой комплекс агрегатов, выполняющих различные функции, и состоят из установки землесосной АЗ-1 или установки гидроэлеваторной УГЭ-350;

агрегата барабанного гидравлического АБГ-75;

отвалообразователя поворотного-звеньевое ОЗП-800;

гидровашгерда ВГ-1200;

установки гидромониторной передвижной УНП-200;

шлюза гидравлического с механическим подъемом трафаретов ШГМ-6-720;

агрегата насосного АН-8НД;

шлюза доводочного ШД-580;

электрооборудования;

пульпо- и водораспределительной аппаратуры.

Технологическая схема обогащения песков представлена на рис.7. Работа приборов заключается в следующем (рис.8). На классификационную решетку бункера землесоса (гидроэлеватора землеройно-транспортной машины) подаются предварительно разрыхленные пески. Струей воды из гидромониторной установки пески промываются, при этом фракция -125 мм попадает в подрешетное пространство бункера и далее землесосом (гидроэлеватором) подается по пульпопроводу на шлюз крупных фракций. Фракция +125 мм струей воды из гидромонитора по гидровашгерду перемещается в отвал.

На резиновых ковриках и в ячейках трафаретов шлюза крупных фракций происходит улавливание крупного золота, после чего материал сносится в барабанный грохот, где и разделяется на два класса - надрешетный (+20-125 мм) и подрешетный (-20). Обезвоженный надрешетный продукт подается на отвалообразователь и далее в отвал. Подрешетный продукт вместе с водой направляется на шлюз мелких фракций, выполненный в виде желоба, состоящего из трех секций.

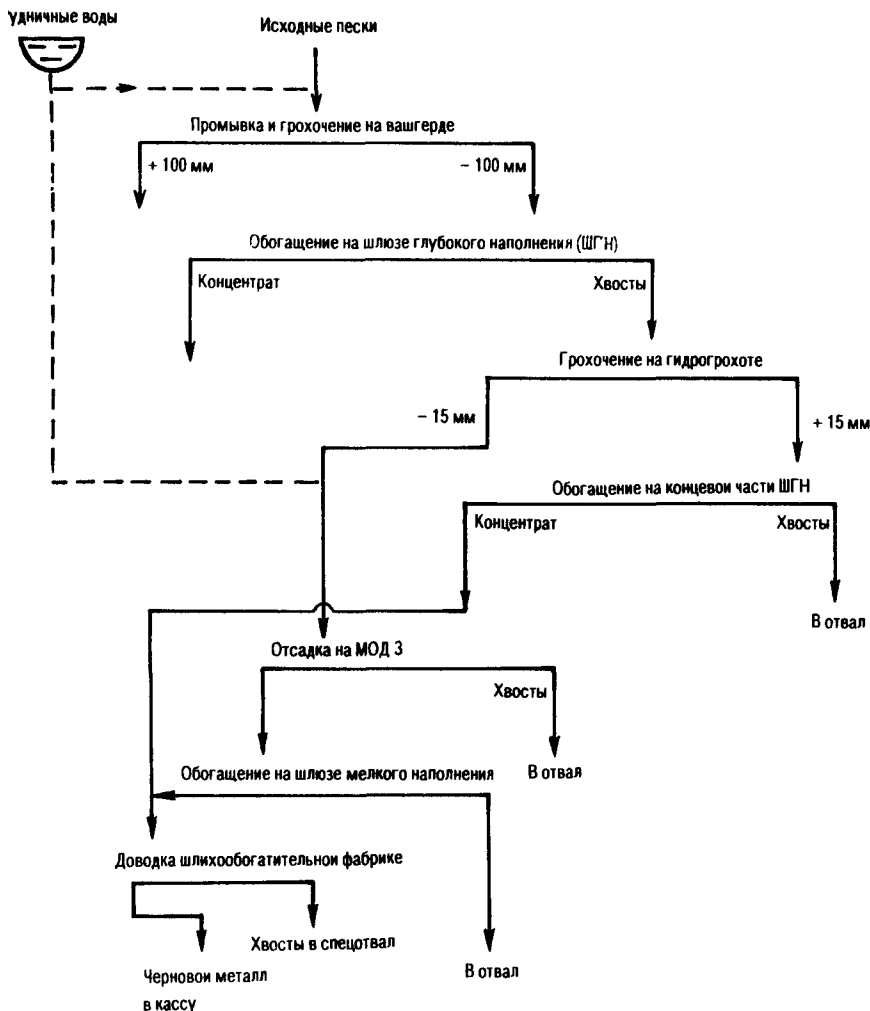


Рис 7 Технологическая схема обогащения песков с отсадкой

Так как на шлюзе мелких фракций ширина потока значительно больше, чем на шлюзе крупных фракций, то скорость и глубина его соответственно меньше, что и обеспечивает улавливание мелкого золота. На доводочном шлюзе производится сокращение концентрата.

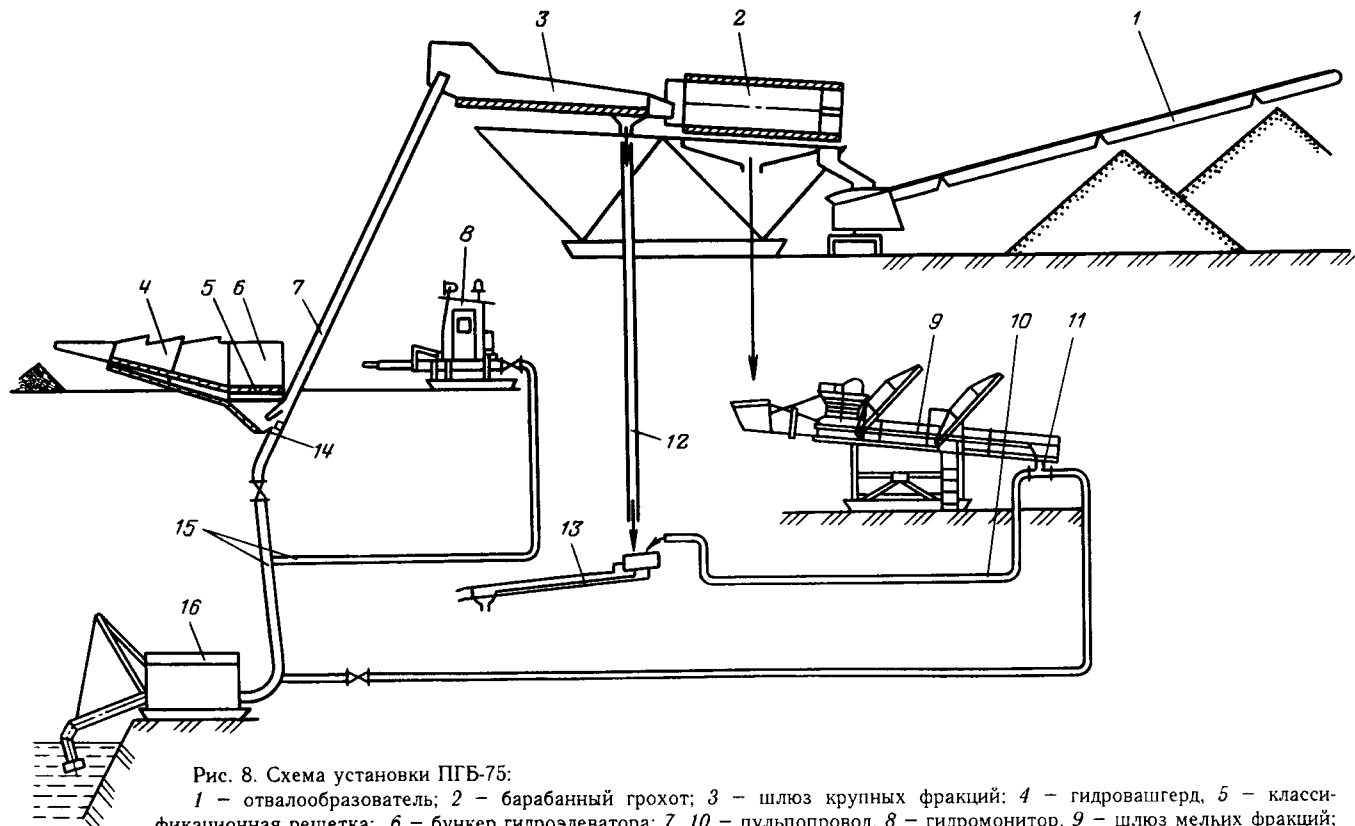


Рис. 8. Схема установки ПГБ-75:

1 - отвалообразователь; 2 - барабанный грохот; 3 - шлюз крупных фракций; 4 - гидровашгерд, 5 - классификационная решетка; 6 - бункер гидроэлеватора; 7, 10 - пульпопровод, 8 - гидромонитор, 9 - шлюз мелких фракций; 11 - концентросос; 12 - труба; 13 - доводочный шлюз; 14 - гидроэлеватор; 15 - трубопровод; 16 - насос

Установка обогатительная добычная УОД-2 (табл.14) предназначена для извлечения золота, в том числе мелких и тонких классов, из россыпных месторождений с легко- и среднепромывистыми песками.

Т а б л и ц а 14

Технические характеристики установки УОД-2

Параметр	УОД-2.1	УОД-2.2
Техническая производительность по продуктивному классу (-25 мм), м ³ /ч, не более	20	40
Крупность питания, мм, не более	500	
Извлечение золота, %, не менее, по классам крупности, мм;		
-20+2	99-100	
-2+1	98-100	
-1+0,5	95-99	
-0,5+0,25	90-96	
-0,25+0,1	75-92	
-0,1+0,02	60-85	
Объем концентрата сепараторов при одноразовом съеме, л, не более	2	4
Общий расход воды, м ³ /ч	45	90

УОД-2 состоит из следующих частей: установки загрузки, дезинтеграции и грохочения, установки обогащения и насосной станции.

Установка загрузки, дезинтеграции и грохочения служит для приема песков непосредственно от бульдозера или экскаватора, отбора и удаления валунов класса +100 мм и равномерного питания скруббера-грохота, производящего дезинтеграцию песков и их разделение на классы 0-25 и +25-100 мм.

Согласно технологической схеме (рис 9) обогащение песков на УОД-2 происходит следующим образом. Исходные пески загружаются на колосниковую решетку со стороны опорной стенки. На решетке материал разделяется на классы +100 и 0-100 мм, валуны +100 мм по мере накопления сбрасываются в хвосты при помощи лебедки, снимающей решетку. Материал класса 0-100 мм поступает в скруббер-грохот, где он дезинтегрируется и разделяется на классы 0-25 и +25-100 мм. Материал класса 0-25 мм поступает на дальнейшее обогащение, а +25-100 мм - в хвосты. Под действием центробежной силы тяжелые частицы осаждаются на боковых нарифлениях вращающейся чаши, а легкие через эфелесборник попадают в отвал.

Выбор промывочных устройств производят в зависимости от условий разработки и характеристик песков (табл.15). Большой набор этих устройств обуславливает приборное обеспечение гравитационного обогащения самых разнообразных по минеральному составу золотосодержащих песков, обрабатываемых открытым и подземным способами. В случаях переработки упорных форм золота используют альтернативные методы его извлечения.

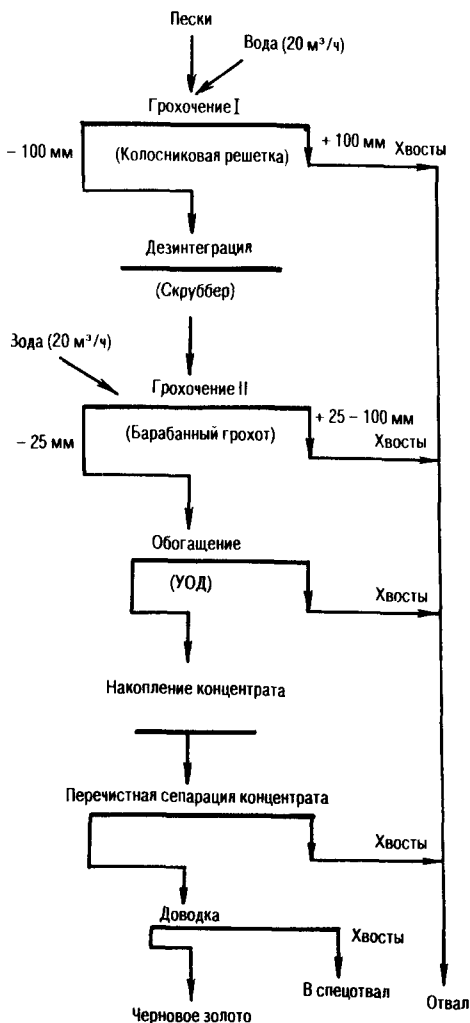


Рис 9 Технологическая схема переработки золотосодержащих песков на УОД-2

Рекомендуемые промывочные устройства в зависимости от условий разработки и характера горной массы

Характер горной массы	Содержание льда и илистых фракций, %	Крупность золота	Условия разработки			Промывочное устройство
			мощность промывочного слоя, м	ширина полигона, м	длина полигона, м	
Обводненные пески, содержащие крупное золото (маловалунистые)	Льда > 30 Ила 15–20	Крупное	<3 >1,5	20–100 >60	260–350 >170	ПГШ-64А ПГБ-1000
С повышенным количеством валунов в песках (10%)	–	Не лимитируется		Не менее 40 тыс м ³		ПКС-1200
Отвалы прошлых лет	–	То же		Не менее 30 тыс м ³		ПГБ-1000
Легко- и среднепромывистые пески открытой добычи	Льда < 30	Крупное	1–2	20–100	260–350	ПГШ-64А
			< 3	20–60	310–350	ПГШ-64А
		Среднее	> 1,5	< 60	> 200	ПКС-1200
			< 1,5	20–60	310–350	ПГШ-64А
			> 1,5	20–60	245–300	МПД-4, МПП-1, МПД-4М, ПКС-700
			> 1,5	> 60	>220	ПКС-1000
	Льда > 30 Ила 15–20	Крупное	1–3	20–100	260–350	ПГШ-64А
			> 1,5	> 60	> 170	ПГБ-1000
	Среднее	1–3	20–100	310–350	ПГШ-64А	
		> 1,5	> 60	> 170	ПГШ-1000	
	Мелкое	1–3	20–60	310–350	ПГШ-64А	
		> 1,5	> 60	> 170	ПГШ-1000	

Примечания 1 Производительность труда рабочего, м³/чел-день на открытых работах (приведенное к добыче открытых песков) – 23, на подземных – 4,5

- 2, Для обогащения недоработок прошлых лет рекомендуются приборы ПГШ-64А и ПГБ-1000, песков подземной добычи – МПД-4, МПД-4М, ПКС-700, МПП-1, ПКС-1200, в случае труднопромывистых песков промывочное устройство разрабатывается индивидуально

2.3. ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА РУД БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Процессы обогащения руд благородных металлов рассмотрим на примере золотоперерабатывающей промышленности Кыргызстана, где на обогащение и переработку поступают руды преимущественно кварцевого и кварц-сульфидного состава с содержанием металлического золота 2–5 г/т [92].

В соответствии с содержанием золота, формой его нахождения в минералах и типом руд на Макмальской золотообогатительной фабрике принята следующая технологическая схема переработки.

Доставляемую из карьера золотосодержащую рудную массу предварительно дробят. Затем измельченная руда поступает на гравитационные столы, где отделяются от рудной массы крупные и более тяжелые фракции золота, направляемые на аффинаж. Оставшуюся рудную массу промывают водой. В процессе дальнейшей переработки золотосодержащую рудную массу дополнительно доизмельчают до величины 200 меш (7,1–7,2 мкм) и подвергают цианированию, обеспечивающему растворение мелкодисперсного золота. Образующиеся при этом пески перемещают в хвостохранилище, а золотосодержащие растворы направляют в сорбционные колонны, где золото сорбируют ионообменными смолами. Обогащенные золотом смолы подвергают десорбции тиомочевинной. Полученное в результате десорбции комплексное соединение золота обрабатывают растворами соляной кислоты, а образуемое соединение золота $AuCl$ поступает на электролиз. Осажденное на катоде черное золото направляют на аффинажный завод.

Химический и минералогический анализы руд большинства золоторудных месторождений Кыргызстана показали, что эти руды относятся к первичным пиритным золотосодержащим. Фазовым спектральным анализом минералов месторождения Кумтор и продуктов флотации установлены минеральные формы большинства элементов, содержащихся в руде. Золото присутствует в двух формах. Высокое его содержание – десятки граммов на тонну отмечено в графите, представленном тонкой фракцией (до 1%) и всплывающим при отмучивании. Кроме того, золото находится и в виде сростков серебросодержащего сульфида. В качестве примесей присутствует мышьяк.

Полученные данные свидетельствуют о том, что в руде, измельченной до 74 мкм, около 25% частиц имеют размер 20 мкм и менее. При этом основное количество золота – более 75% находится в мелкодисперсном виде, в том числе более 20% его

содержится в самых мелких частицах (5 мкм). В принципе, для получения золота из такого сырья может быть применена технология избирательной переработки арсенопиритных продуктов, включающая три передела: четырехступенчатое выщелачивание благородных металлов, отгонку сульфидов мышьяка при обжиге, довыщелачивание золота из огарков.

При осуществлении процессов выщелачивания (химического или биохимического) возможно электроосаждение золота, например, из щелочных элюатов или цианистых растворов на катод, изготовленный из углеграфитового материала.

В процессе переработки упорных золото-мышьяковых концентратов можно также использовать и технологию вывода мышьяка в малотоксичной форме, согласно которой при добавке в шихту обжига 10–15% пирита и 3–5% каменного угля мышьяк на 90% возгоняется и улавливается в виде сульфидов. При этом получают безмышьяковые огарки, пригодные для последующей плавки в автогенном процессе.

При проектировании необходимо учитывать то, что подобные схемы переработки арсенопиритных золотосодержащих руд характеризуются низким извлечением золота и все же значительным загрязнением окружающей среды токсичными металлами. Это обстоятельство предопределяет поиск и разработку новых решений по переработке арсенопиритового золотосодержащего сырья.

С учетом того, что содержание золота в рудах месторождения Талдыбулак Левобережный составляет 5,9–7,3 г/т, возможны несколько технологических схем извлечения золота. По гравитационно-флотационной схеме извлечение золота составляет 97,5%; при прямом цианировании руды и хвостов гравитации обеспечивается извлечение на уровне 82–83%. Гравитационное обогащение золотосодержащих руд месторождения осуществляется после каждой стадии обогащения. Выход гравииконцентрата с содержанием золота 34,3 г/т составляет 10,4%, а извлечение – до 62%. Флотацией доизвлекается 37,0–38,0% золота. Из смеси гравии- и флотоконцентратов при сорбционном процессе удается извлечь в раствор до 84,4% золота и 34,3% серебра (от операции).

Как было показано ранее, в рудах месторождений Кыргызстана значительная часть золота находится в коллоидно-дисперсном состоянии, что требует создания специальной технологии его извлечения. Кроме того, одно из крупнейших в республике месторождений золотосодержащих руд находится в курортной зоне оз. Иссык-Куль, что делает неприемлемым применение цианидной технологии извлечения золота. В этих условиях необ-

ходимо искать новые пути переработки золотосодержащих руд, одним из которых является использование для получения золота специальных бактерий. Другим фактором, усложняющим обогащение золотосодержащих руд, является наличие таких примесей, как мышьяк. Арсенипиритовые золотосодержащие руды в настоящее время являются труднообогатимыми и зачастую, ввиду отсутствия эффективной технологии обогащения, не перерабатываются.

В заключение отметим, что технология обогащения и переработки руд благородных металлов является очень гибкой и обладает резервами для совершенствования, которое нужно вести, прежде всего, с учетом имеющегося практического опыта и основных тенденций развития переработки сырья. Перспективным является развитие на базе ГМЗ ПО «Южполиметалл» гидрометаллургии золота, что позволяет вовлечь в рентабельную переработку труднообогатимые (арсенипиритовые и углистые) золотосодержащие руды. Кроме того, в этом случае будет достигнута экологическая безопасность производства.

2.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Переработка золотосодержащих руд включает две основные стадии технологических процессов: обогащение и металлургию. Обогащение руд осуществляется путем дробления, грохочения, сортировки, измельчения, гравитационной концентрации, флотации. Металлургические способы обработки руд и концентратов представлены цианированием, амальгамацией, обжигом, сорбционными методами извлечения золота из пульп и растворов, экстракционными методами извлечения золота, гидрохлорированием, автоклавным окислением трудновскрываемых минеральных форм [82].

В последнее время в составе гидрометаллургических способов отработки золотосодержащих руд в качестве самостоятельного технологического направления выделяют выщелачивание золота реагентами различного состава. Выбор схемы переработки золотосодержащего сырья определяется совокупностью факторов, основными из которых являются технологические свойства руд. В настоящее время проведена типизация руд месторождений бывш. СССР по условиям обогащения и извлечения [27]. В ее основу положено разделение руд по крупности выделений золота (очень крупное $> 0,6$ мм; крупное 70–60 мкм; мелкое 1–6 мкм; тонкодисперсное < 1 мкм), форме золотин (изометрическая,

пластинчатая, чешуйчатая, палочная, неопределенная, дендровидная, кристаллическая), характеру их поверхности (чистая, частично покрытая, со сплошной пленкой), упорности (свободное, присутствуют золото-сурьмянные, золото-мышьяковистые, углистые и глинистые вещества) и ряду других природных факторов

Технологию переработки золотосодержащего сырья определяют [82]:

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

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

наличие в рудах компонентов, существенно осложняющих технологию переработки;

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

По этому признаку на основе упомянутой типизации [27] с рядом дополнений нами выделено 11 технологических типов золотосодержащих руд (табл.16).

Дробление материала с доведением до крупности $-25 + 4$ мм производится практически для всех типов руд и осуществляется в две-четыре стадии в степенях $1:3 - 1:4,5$ (рис.10) В ряде случаев (руды золото-уранового типа) используют радиометрическую сортировку. Измельчение руд с доведением материала до крупности $0,25-0,04$ мм производят всухую или в водной, воднощелочной, цианистых средах в две-три стадии. Используются различного рода стержневые, шаровые, галечные, бегунные и других типов мельницы. Измельчение сопровождается обогащением на шлюзах, гидроциклонированием (рис.11), иногда с добавкой флотореагентов. Если свободное золото находится в тонкодисперсном состоянии, применяются гравитационные схемы обогащения (см. подраздел 2.2.) с выделением золота как из руды, так из продуктов ее переработки — хвостов обогащения, промпродуктов флотации, хвостов цианирования, огарков и др. Для этого применяют различной конструкции шлюзы, концентрационные столы, отсадочные машины и другие устройства. Гравитационные схемы предусматривают многостадийное улавливание свободного золота, особенно при значительной дифференциации материала, в частности (рис. 12), — наличии глинистых частиц. Флотационные способы обогащения применяют преимущественно для концентратов с упорным золотом, комплексных руд, содержащих другие полезные компоненты. Зачастую они совмещаются с гравитационным обогащением и амальгамацией. Схемы с предварительным гидроциклонированием пульпы (рис.13) позволя-

**Технологические приемы переработки основных типов
золотосодержащих руд**

Тип руд по пре- обладанию про- мышленно ценных компонентов	Подтипы руд		Характеристика золота по круп- ности частиц	Способы переработки руд (основные операции)	
	по степени окис- ления основных минералов	по наличию вред- ных примесей, осложняющих технологический процесс		обогащение	металлургия
I. Золотые	Первичные из россыпей	Мышьяковистые, сурьмянистые, шламистые	Весьма крупное, крупное, мелкое	Грохочение, переработка на шлюзах, винтовых и струйчатых сепараторах, отсадочных машинах и концентрационных столах Эффективные способы улавливания отсутствуют	Доводка концентратов маг- нитной, электростатичес- кой сепарацией, рентге- нолюминесцентными и физи- ко-химическими методами, цианирование, флотация, электролиза
			Тонкодисперсное ($< 0,2$ мм)		
	Первичные из коренных мес- торождений	С незначи- тельным количеством вредных при- месей Сурьмянистые	Крупное и мел- кое	Дробление, измельчение, редко флотация	Цианирование
			Крупное, мелкое, полидисперсное	Дробление, измельчение, флотация	Цианирование рудного ма- териала и хвостов фло- тации
	Углистые	Крупное, мелкое	Дробление, измельчение, флотация, селективная флотация углистых веществ	Специальные методы ци- анирования рудного мате- риала, цианирование хвос- тов флотации	
	Смешанные	С незначи- тельным количеством вредных приме- сей	То же	Дробление, измельчение, редко флотация	Цианирование

		Медистые	- " -	Дробление, измельчение, флотация	Цианирование концентрата и хвостов флотации
		Шламыстые	- " -	Дробление, измельчение, обесшламливание, флотация с дополнительным обесшламливанием	Цианирование
	Окисленные	С незначительным количеством вредных примесей	- " -	Дробление, измельчение	- " -
		Медястые	- " -	Дробление, измельчение, флотация	Цианирование концентрата и хвостов флотации, редко специальные методы цианирования
		Селенистые	- " -	Дробление, измельчение	Цианирование по специальному режиму
		Шламыстые	Крупное, мелкое, тонкодисперсное	Дробление, обесшламливание, измельчение	Цианирование, сорбционное выщелачивание
II. Золото-серебряные	Первичные, смешанные, окисленные	С незначительным количеством вредных примесей	Крупное, мелкое	Дробление, измельчение, коллективная флотация	Цианирование
		Марганцовыстые	То же	Дробление, измельчение, флотация	Сернокислотное выщелачивание марганца с последующим цианированием

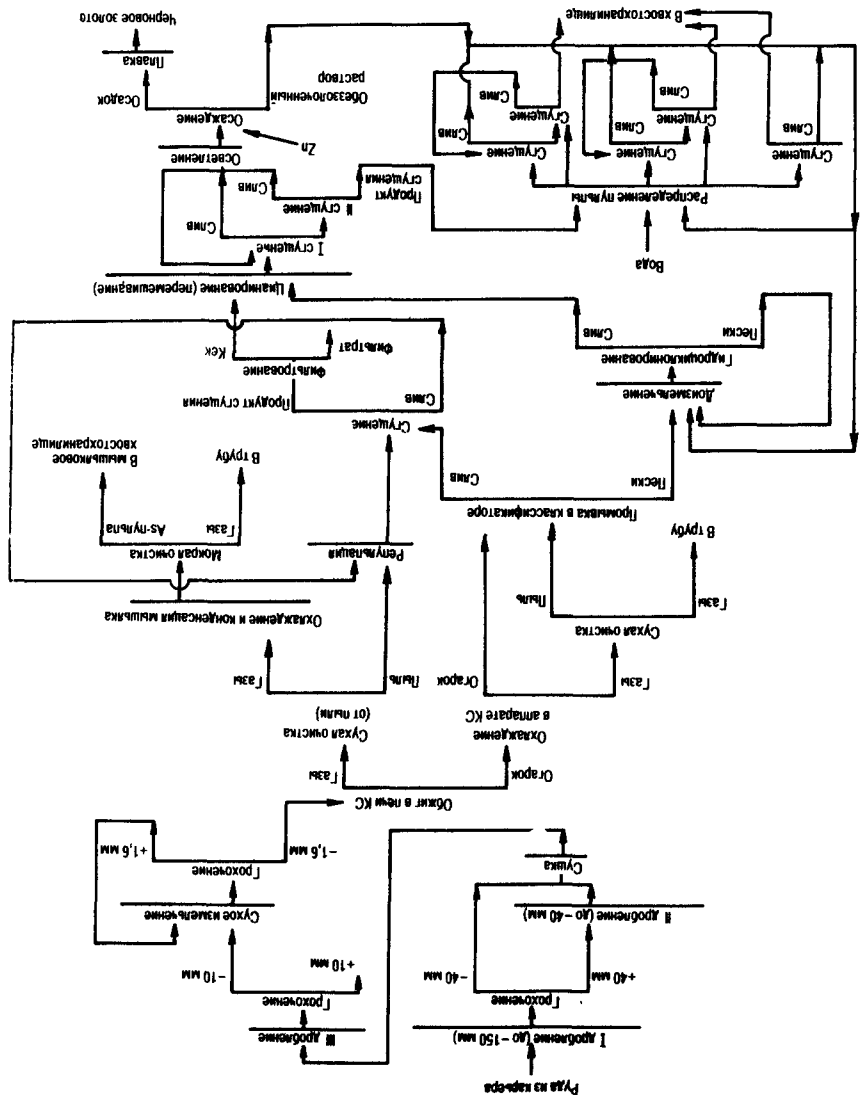
Тип руд по преобладанию промышленно ценных компонентов	Подтипы руд		Характеристика золота по крупности частиц	Способы переработки руд (основные операции)	
	по степени окисления основных минералов	по наличию вредных примесей, осложняющих технологический процесс		обогащение	металлургия
III. Золото-медные	Первичные	С незначительным количеством вредных примесей	Поли-, мелко-, тонкодисперсное	Дробление, измельчение, селективная флотация	Пирометаллургия и электролиз золото-медных концентратов
		Мышьяковистые	Поли-, мелкодисперсное	То же	Цианирование концентрата и хвостов флотации
	Смешанные	С незначительным количеством вредных примесей	То же	Дробление, измельчение, селективная флотация с получением золото-медного концентрата	Пирометаллургия и электролиз золото-медных концентратов, редко кислотное выщелачивание меди, цементация, флотация цементной меди, золота, сульфидов
	Окисленные	То же	Крупное, мелкое	Дробление, измельчение	Кислотное выщелачивание меди с последующей цементацией ее железом и флотацией цементной меди и золота
IV. Золото-медно-пиритные	Первичные	С незначительным количеством вредных примесей и мышьяковистые	Поли-, мелко- и тонкодисперсное	Дробление, измельчение, селективная флотация с получением золото-медного и пиритного концентратов	Пирометаллургия и электролиз золото-медных концентратов

V. Золото-пиритные	Первичные	С незначительным количеством вредных примесей	Полидисперсное, крупное, мелкое, тонкодисперсное	Дробление, измельчение, флотация	Цианирование
		Теллуристые	Различной крупности	Дробление, измельчение, флотация рудного материала и хвостов цианирования	Цианирование хвостов, цианирование с флотацией хвостов
		Углистые	То же	Дробление, измельчение, коллективная флотация углистых веществ и сульфидов	Пирометаллургия концентратов
		Шлаμισые	Полидисперсное	Флотация по специальному режиму	То же
Смешанные	Смешанные	С незначительным количеством вредных примесей	Полидисперсное, крупное, мелкое	Дробление, измельчение, флотация	Цианирование рудного материала и хвостов флотации
		Теллуристые	Полидисперсное, крупное, мелкое, тонкодисперсное	Дробление, измельчение, флотация хвостов	Цианирование, кислотная обработка материала при флотации
VI. Золото-теллур-пиритные	Первичные	Без осложняющих компонентов	Полидисперсное	Дробление, измельчение, обогащение на шлюзах, флотация	Цианирование, обжиг пиритных концентратов, выщелачивание теллура, металлургия концентратов
VII. Золото-сурьмяные	— " —	С незначительным количеством вредных примесей	— " —	Дробление, измельчение, селективная или коллективно-селективная флотация с получением золото-пиритного и сурьмяного концентратов	То же
VIII. Золото-мышьяковые	— " —	Без осложняющих компонентов	Крупное, мелкое, полидисперсное	Дробление, измельчение, коллективная флотация	Цианирование с флотацией хвостов, цианирование хвостов флотации

Тип руд по пре- обладанию про- мышленно ценных компонентов	Подтипы руд		Характеристика золота по круп- ности частиц	Способы переработки руд (основные операции)	
	по степени окис- ления основных минералов	по наличию вред- ных примесей, осложняющих технологический процесс		обогащение	металлургия
IX. Золото-урано- вые	Первичные	С незначи- тельным количеством вредных приме- сей	Крупное, мелкое, полидисперсное	Дробление, измельчение, радиометрическая сепара- ция, флотация с получе- нием золото-уранового кон- центрата	Цианирование с последую- щим выщелачиванием ура- на
X. Золото-уран- пиритные	- " -	То же	То же	Дробление, измельчение, флотация пирита	Цианирование, сернокис- лотное выщелачивание ура- на, обжиг пирита после флотации
XI. Золото-поли- компонентные	- " -	Без осложняю- щих компонентов	Крупное, мелкое, тонкодисперсное	Дробление, измельчение, селективная флотация	Цианирование некоторых продуктов (хвостов пирит- ных концентратов)

настоящее время выделяют семь основных схем флотации для

Рис. 10. Технологическая схема переработки золото-мышьяковых руд на фабрике "Гетчелл"



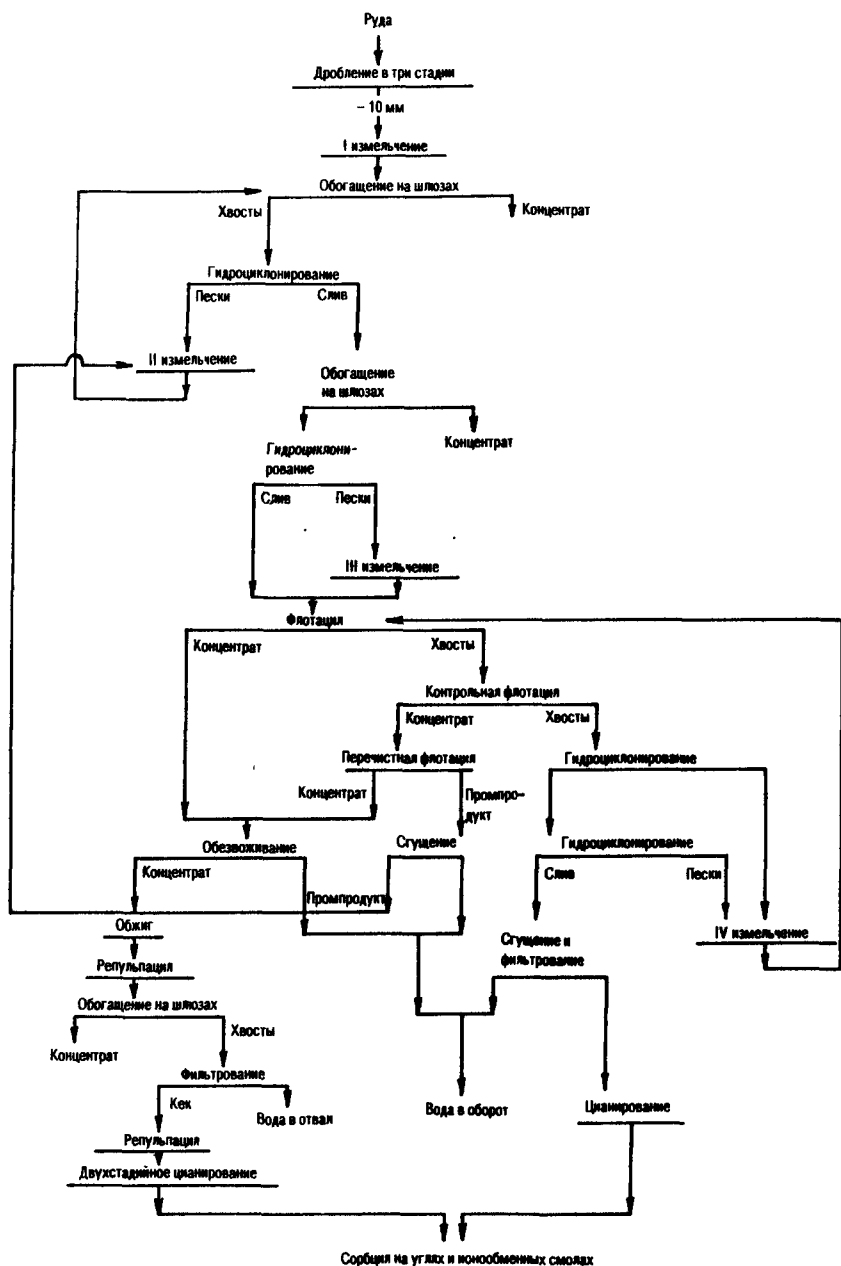


Рис. 11. Технологическая схема переработки золото-теллур-пиритных руд на фабрике "Лейк Вью Энд Стар"

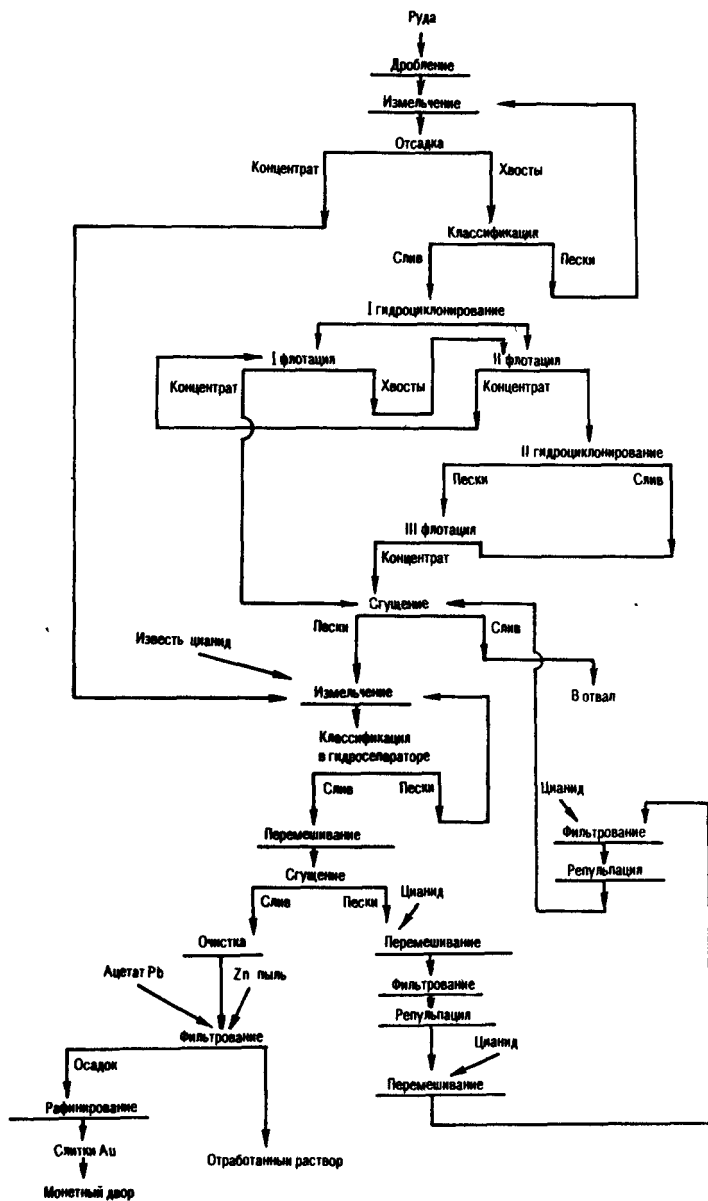
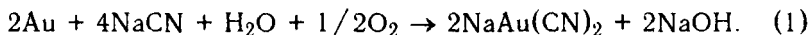


Рис. 13. Технологическая схема переработки руды на фабрике "ке "Делнайт" предварительным гидроциклонированием пульпы

При переработке кварцевых и кварц-сульфидных руд применяется схема флотации с получением отвальных хвостов и концентратов, направляемых на цианирование. Для этих руд характерно относительно крупное золото. Пиритные и арсенопиритные руды с тонковкрапленным золотом перерабатываются по схеме "флотация – обжиг концентрата – цианирование огарка". Флотация с выделением золота, минералов серебра, меди, цинка, свинца и других в сочетании с выщелачиванием меди и цинка входит в цикл переработки полиметаллических руд на пирометаллургических заводах. Для арсенопиритных руд, содержащих теллуриды золота, пирротин и халькопирит, используется схема флотации с последующим цианированием хвостов и промпродуктов. Предварительно концентраты подвергаются обжигу. При наличии в рудах вторичных минералов меди, реагирующих с цианидом, используют флотацию с последующим цианированием хвостов и промпродуктов и переработкой концентратов на пирометаллургических заводах. Цианирование руд с последующей флотацией хвостов цианирования и обработки на месте концентратов применяют при переработке руд, в которых золото связано с сульфидами арсенопирита, пирита, сфалерита. Концентраты флотации направляются на пирометаллургию. На ряде заводов (Пачука, Вотл Гали Голд Майна Пачука) переработка включает коллективную флотацию хвостов цианирования. При флотации в качестве регуляторов среды используют соду, известь, серную кислоту, сернистый газ и др., в качестве активаторов – медный купорос, уксусную кислоту, сернистый натрий, цианид-детикарбонат, изопропиловый ксантагенат калия, этиловый ксантагенат калия, в качестве собирателей – реагент Z-200, фенольный аэрофлот №31, спиртовый №202, аэрофлот 343, жирные кислоты и др., в качестве вспенивателей – аэрофлот 15,25, сосновое масло, аэрофос и др., а в качестве депрессоров – крахмал, реагент 520, медный купорос, серноокислый цинк.

Основным способом извлечения золота из руд и концентратов в заводских условиях является цианирование. Процесс (реакция Эльснера) протекает в присутствии кислорода:

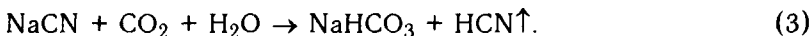


При этом скорость растворения золота определяется скоростью диффузии кислорода [69]. Цианирование ускоряется при увеличении концентрации растворенного кислорода. При положительной температуре (18° С) максимальная растворимость кислорода в растворе цианидов составляет 7–8 мг/л. Цианирование необходимо проводить в щелочной среде, так как в присутствии

свободной кислоты уменьшается концентрация циан-ионов и происходит выделение газообразного цианистого водорода:



При цианировании в нейтральных средах возможна реакция с углекислотой, поглощаемой из воздуха:



Учитывая, что углекислота всегда имеется в воздухе, а свободная серная кислота может образоваться при окислении сульфидов, цианирование ведут в присутствии “защитной” щелочи. Интенсификация процесса цианидного извлечения золота из руд производится активизированным [117] и газообразным [108] кислородом.

Наиболее оптимально процесс цианирования протекает при выполнении следующих условий:

содержание кислорода в растворах должно быть не ниже 5–8 мг/л;

соотношение (молярное) концентрации свободного цианида и растворенного кислорода – 6:1;

концентрация цианида натрия не ниже 0,8 г/л;

температура порядка 25° С: при снижении ее до 15–20° С (обычные условия) интенсивность процесса падает в 5–7 раз;

отсутствие золота в “рубашке”;

крупность золотин 3–50 мкм;

отсутствие в растворах и рудах ионов (цветных металлов), снижающих концентрацию свободного цианида, кислорода и образующих труднорастворимые пленки на поверхности золотин

В ряде случаев при переработке руд и концентратов со свободным золотом используются технологические схемы с амальгамацией. При этом возможно применение двух вариантов [82]:

непосредственная амальгамация руды и хвостов гравитационного обогащения;

амальгамация гравитационных концентратов. Последний вариант распространен шире.

Перколяционное выщелачивание используется как составная часть технологического процесса при переработке руд и шламов. В частности, на фабрике “Амальгамейтед Бэнкет Эйрис” [82] (рис.14) после амальгамации руд с содержанием золота 19,7 г/т (на 70–80% свободное) песковую фракцию (3,4–4,5 г/т золота) выщелачивают в перколяторах, оборудованных системой аэрирования пульпы За 170 ч при подаче 0,5–0,6 г/л NaCN (рас-

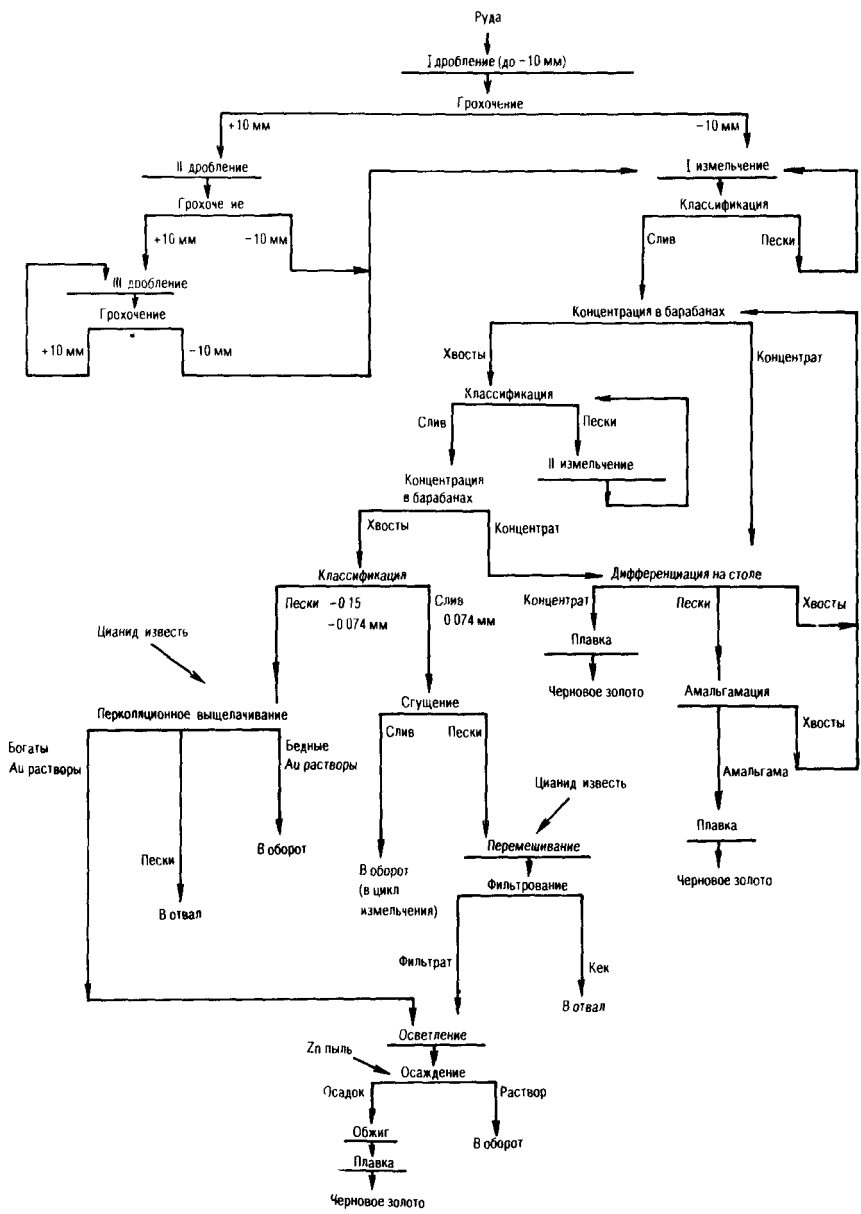


Рис 14 Технологическая схема переработки руды на фабрике "Амальгамейтэд Бэнкет Эйрис"

ход 0,525 кг/т) достигают 90%-ного извлечения золота. Процесс перколяционного выщелачивания интенсифицируют за счет механической и пневматической агитации в пневмомеханических агитаторах. Возможно предварительное прокаливание руд (фабрика "Колнемера Голд Майнз") в чанах-перколяторах. Перколяционное выщелачивание может применяться также для очистки концентратов от вредных примесей или для частичного разрушения (окисления) кристаллической решетки минералов с целью вскрытия тонковкрапленного в ней золота для последующего цианирования и других способов переработки. В процессе перколяционного выщелачивания выделяют стадии:

- подготовки рудного материала (дробление, измельчение, гравитационное и флотационное обогащение и др.);

- перевода золота в раствор;

- разделения твердой и жидкой фаз (сгущение, фильтрование, промывка);

- очистки и концентрирования растворов методами сорбции, экстракции, кристаллизации;

- выделения из растворов чистых соединений методами кристаллизации или осаждения малорастворимых соединений цементацией или электролизом;

- регенерации оборотных растворов.

В настоящее время в золотодобывающей промышленности США и Канады внедряется сорбционно-бесфильтрационная технология выщелачивания, при которой за счет рационального использования в качестве сорбентов смол и активированных углей снижаются потери растворенного золота и одновременно не применяются дорогостоящие процессы сгущения и фильтрование. Принципиальная схема противоточно-сорбционного цианирования золотосодержащих руд показана на рис.15. Сорбция золота активированным углем впервые была применена на фабрике "Джайент Исилоунайф" в Канаде [25]. Использовалась схема прямого цианирования с последующей флотацией пульпы и подачей угля в фильтр. Уголь, насыщенный золотом, сжигался, золото плавилось. Эксплуатационные затраты на процесс составляли 95,7 дол. на 1 кг золота. В дальнейшем предложена технология десорбции золота с угля кипящим щелочно-цианидным раствором с последующим электролизом золота и плавкой анодного осадка, что позволило повысить коэффициент использования угля в 15 раз, а щелочно-цианидного раствора в 10 раз при снижении затрат до 19,5 дол./кг.

Горное бюро США разработало процесс извлечения золота активированным углем из пульп – "уголь в пульпе". Выщелачивание осуществляется последовательно в чанах при перемешивании.

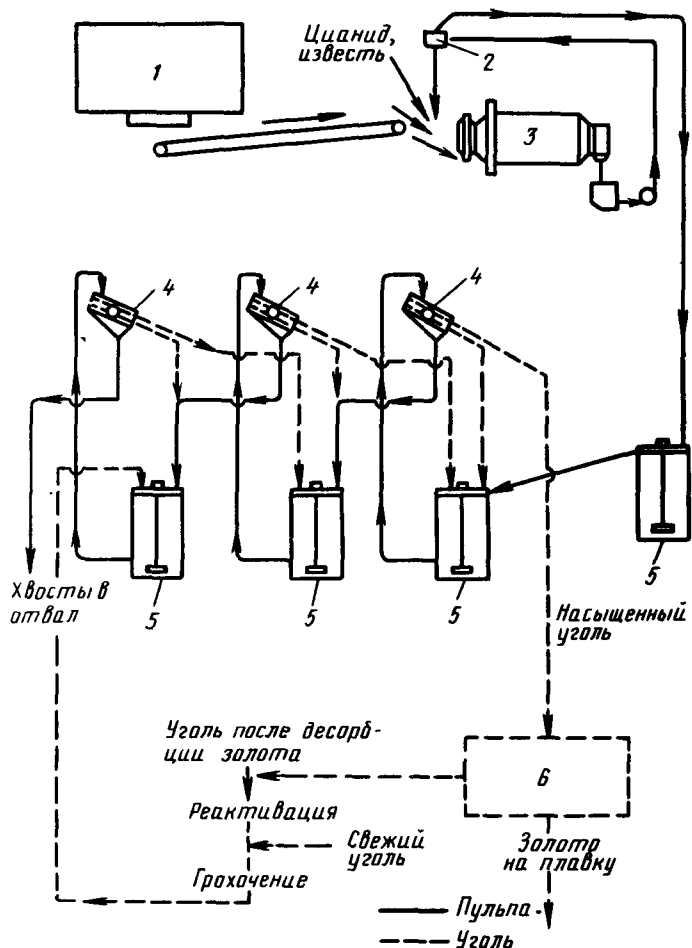


Рис 15 Схема противоточно-сорбционного цианирования золотосодержащих руд.

1 - бункер с дробленой рудой; 2 - гидроциклон; 3 - шаровая мельница; 4 - виброгрохоты; 5 - агитаторы; 6 - установка для десорбции золота с активированного угля

вании из рудного материала крупностью $-0,42$ мм. Золото сорбируется на углях крупностью $1,6-1,8$ мм в системе противотока. Процесс внедрен на фабрике "Лид" (США, шт. Южная Дакота, компания "Хоумстейк"), на рудах с содержанием золота $2,5-3$ г/т, измельченных до $0,074-0,076$ мм. Расход угля (крупность $1-3$ мм) $15-20$ кг на 1 м³ пульпы, цианида $0,34$ кг на 1 т

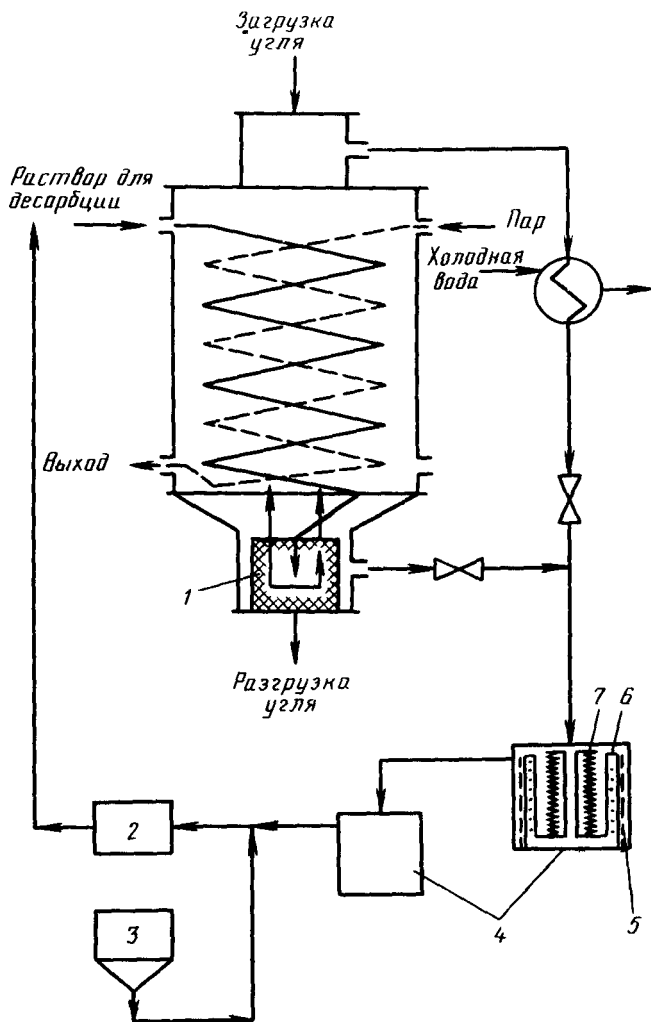


Рис 16 Схема установки для десорбции золота с активированного угля
 1 - цилиндрический грохот, 2 - насос для подачи раствора, 3 - чан для раствора, 4 - электролизные ванны, 5 - сетчатый анод, 6 - разделительный перфорированный цилиндр, 7 - катод из нержавеющей стали

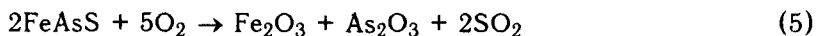
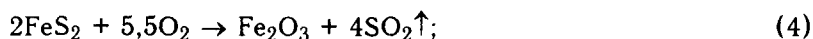
руды Насыщенный уголь с содержанием золота 7,7-14 кг/т отделяется от пульпы на виброгрохоте. Остаточное содержание в "кеках" 0,016-0,031 г/м³. Извлечение золота активированным углем составляет 90-94% [113]. Десорбция золота осуществляется обработкой угля горячим (93° С) щелочно-цианистым раст-

вором (рис.16), содержащим 1% NaOH и 0,1% NaCN Расход на 1 т угля: 18,2 кг NaOH и 263 кг NaCN.

С целью снижения расхода NaOH применяется автоклавный способ десорбции 0,4%-ным раствором NaOH при температуре 150° С и давлении 0,36 МПа. Цианиды не используются. Содержание золота на углях в начале процесса 15,55 кг/т, по завершении 155 г/т, расход NaOH 6,5–10 кг на 1 т угля. Эллют после десорбции направляют на электролиз, проводимый при напряжении 2,5 В и плотности тока 38 А/м². Реактивация угля выполняется в обжиговой печи при температуре 600–900° С в течение 20 мин.

В США разработан способ извлечения золота из водных растворов и пульп, содержащих хлориды благородных металлов, основанный на использовании полиакрилатных смол ХАД-7, ХАД-11 [69]. Его преимущество заключается в избирательной сорбции золота в присутствии ионов меди, цинка, никеля и железа в растворах. Десорбция золота осуществляется ацетоном. Насыщенность смол золотом до 80 г/кг.

Как видно из данных, приведенных в табл. 16, весьма распространенными являются упорные для технологической переработки пирит-арсенопиритные, глинистые, углистые и другие типы руд. Для переработки упорных сульфидных (пирит-арсенопиритных) руд широко применялись схемы обжига с цианированием. В процессе спекания получался пористый гематит по реакциям:



(так называемая схема Гетчелл). Более широко распространены схемы обжига флотоконцентратов, особенно при повышенном содержании в них серы (заводы “Джайнет Иеллаунейф”, “Диккенсон” и др.). Для обжига используются подовые печи и печи кипящего слоя. Это позволяет достичь 97,5%-ного извлечения золота (компания “Кемпбел Ред Лейк”) из концентратов флотации (215 г/т золота, 20% серы, 6,5% мышьяка). Температурный режим обработки 500–730° С. Используют также способы автоклавного вскрытия сульфидов, включающие окисление с последующей обработкой цианидами, кислородно-аммиачное выщелачивание золота. Известен [82] способ Корнелиуса и Вудкола, заключающийся в разложении сульфидов под давлением при температуре 120–130° С в водно-кислородной, щелочной и кислой средах. При этом железо и мышьяк не переходят в растворы.

Способ хлорирования заключается в обработке руды в титановых аппаратах при температуре 60–70° С в солянокислой среде с добавками сульфата натрия. Осаждение AgCl_3 производится сернистым газом, сульфидом натрия, древесным углем.

При переработке углистых золотосодержащих руд в связи с большими потерями золота в хвостах, низким извлечением (до 32%) и повышенным расходом реагента прямое цианирование не применяется. Обычно проводится предварительное окисление органики. В качестве окислителя используются растворы электролизного гипохлорита натрия, получаемые непосредственно в пульпе (рис.17) из поваренной соли (концентрация NaCl 40–100 г/л). Оптимальная температура процесса – 40° С [69].

Горным бюро США проведены исследования по применению нитрид-малоновой кислоты, броммалонитрила и цианоформа в щелочной среде для извлечения золота из труднообогатимых углистых руд. При гидролизе этих соединений золото образует комплекс с маломонитрилом, который сорбируется на смолы при pH 10–12. Углеводородные комплексы не токсичны. Десорбция осуществляется 10%-ным раствором H_2SO_4 . В лабораторных условиях [69] при расходе малонитрила 500 г/т извлечение золота из углистых руд составило 92–93%.

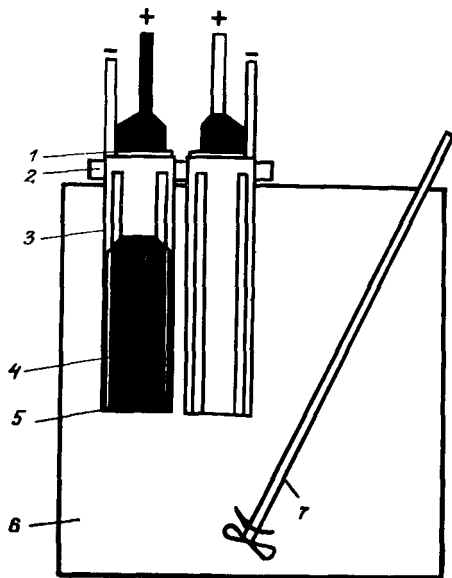


Рис.17. Камера для предварительной обработки углистых золотосодержащих руд
1 – пластмассовый изолятор; 2 – деревянная опора; 3 – медный трубчатый перфорированный катод; 4 – графитовый анод; 5 – пластмассовая прокладка; 6 – рудная пульпа плотностью 40–50% твердого; 7 – мешалка

Извлечение золота из растворов производится в основном способами цементации, сорбции на углях и ионообменных смолах [87] Для концентрированных растворов применимы методы электролитического извлечения золота Известны способы сорбции золота в колоннах, загруженных послойно активированным углем (зерна размером 0,01–8,0 мм) и красным фосфором (зерна 0,01–10,0 мм) Активация фосфора производится гипохлоритом [43] Способ извлечения благородных металлов из водных растворов, содержащих медь, никель, кобальт, цинк и железо, на углях при pH 6 предложен Р Гриммом [110] Разработаны [109, 118] последовательные схемы ступенчатой адсорбции золота, серебра и меди из цианистых (с добавкой тиокарбамидов) растворов в диапазоне pH 1–4 При чем А Гриффин [109] предлагает проводить извлечение золота из растворов после фильтрации на сорбционных колоннах Сорбционное извлечение золота из пульпы цианистых растворов производится на низкоосновных анионитах (АН-31), амфолитах (АНКВ-1, АП-7, АП-2 и др) при pH 7–11 [42,46, 59,70,81], десорбция – тиомочевинной и серной кислотой [16,79]

В настоящее время в СНГ наибольшим распространением пользуются схемы сорбции золота на смолах типа АМ-2Б [16] Смолы этой марки – аниониты макропористые бифункциональные, обладают повышенной селективностью к золоту Анионит АМ-2Б имеет следующие характеристики: обменную емкость по хлор-иону 3,2 мг-экв/г, размер зерен 0,5–1,2 мм, удельную поверхность 32 м²/г, насыпную массу (сухая) – 0,42 г/см³, коэффициент набухания в воде – 2,7

Насыщение смол осуществляют в перколяторах и сорбционных колоннах в режиме противотока до достижения емкости 10–15 г на 1 кг смолы Операции десорбции и регенерации смолы заключаются в последовательной цианистой обработке 4–5%-ным раствором NaCN для очистки смолы от цианистых комплексов железа и меди, отмывке от цианидов, кислотной обработке 3%-ным раствором H₂SO₄ для отделения цинка, сорбции тиомочевины 9%-ным раствором тиокарбомида, 3%-раствором H₂SO₄ (расход – 1,0–1,5 объема на объем смолы), десорбции золота 8–9%-ным раствором тиокарбомида, 2,5–3,0%-ным раствором H₂SO₄, отмывке от тиомочевины, щелочной обработке 4%-ным раствором NaOH для отделения кремниевой кислоты, отмывке смолы от щелочи

Золото, получаемое в растворе тиомочевины, осаждают специальными методами (рис 18) В настоящее время применяются в основном электролитические (рис 19) способы осаждения Электролиз производят в ваннах, разделенных мембраной с использованием в качестве анолита 2%-ного раствора H₂SO₄ и осна-

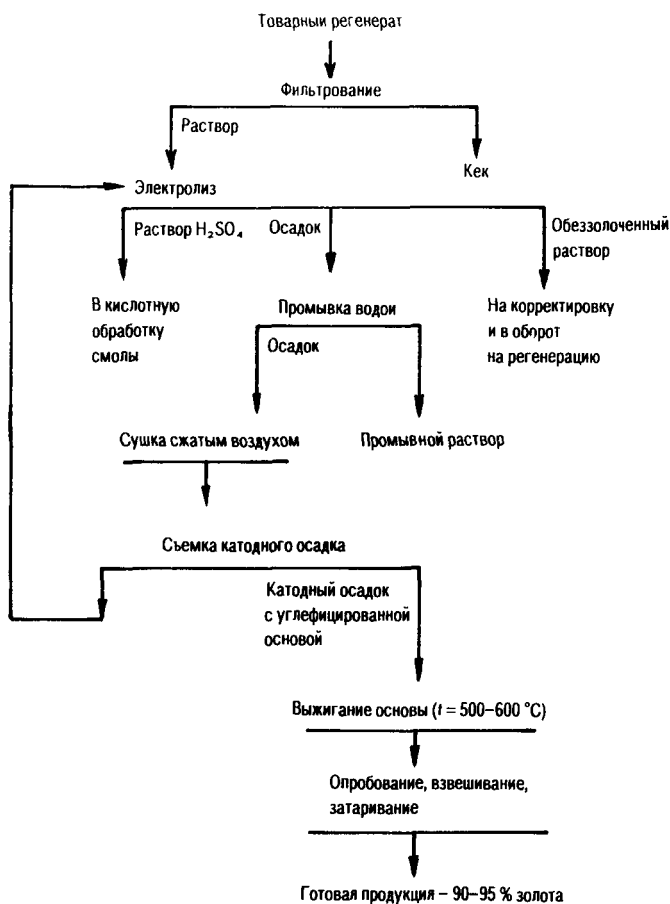


Рис 18 Схема переработки товарных регенератов десорбции золота на смоле АМ-2Б

ценных объемно-пористыми углеграфитовыми электродами (тип ЭУ-1М, ЭУ-1)

Доводка продукции до валютной чистоты производится на аффинажных заводах. Выделяют три основные группы методов аффинажа [82,92]:

- сухие (обработка расплавленного металла химическими реагентами для отделения примесей, переплавка с флюсами);
- мокрые (растворение примесей кислотами или их смесью);
- электролитические

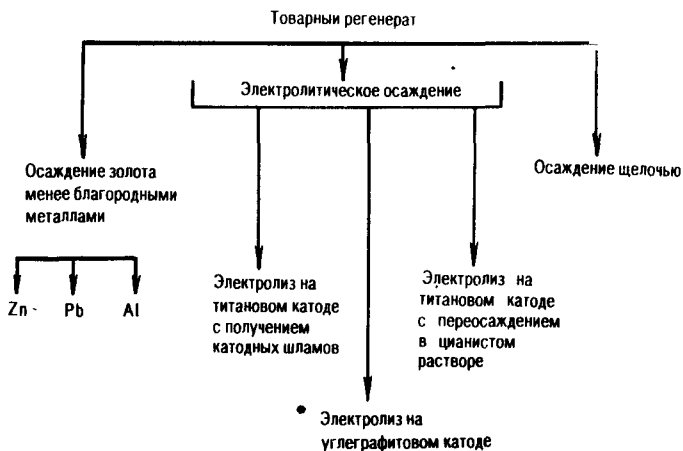


Рис 19 Схема электролитического осаждения золота и товарных регенератов

На фабрике Хоумстейк (ЮАР), например, используются схемы, включающие плавку металла, пропускание через расплав газообразного хлора, удаление хлоридных пен. На этом этапе получают слитки с содержанием Au – 8%, Ag – 17%. Серебро удаляют хлорированием. Стоимость такой переработки составляет 0,039 дол./т. Доведение золота до содержания 99,99% осуществляют в электролизных ваннах из стекловолокна в два этапа: сначала в растворе нитратов меди и серебра в азотной кислоте, затем в растворе хлористого золота и соляной кислоты. На фирме “Демог Электрометаллургии” (ФРГ) применяют различные схемы аффинажа:

для разделения меди и серебра ($Ag < 3\%$) – обычный электролиз в растворе медного купороса:

при содержании серебра $> 3\%$ – электролиз в растворе нитратов с получением медно-серебряного осадка на катоде и золота в шламе;

для золотосодержащих сплавов с содержанием серебра до 2% – электролиз в ваннах Вольвилля;

для сплавов, содержащих более 90% золота – электролиз с золотосеребряными анодами.

После доводки золото сплавляют в слитки

3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

3.1. ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОМПЛЕКСНОГО РЕШЕНИЯ ВОПРОСОВ ОРИЕНТАЦИИ ПРЕДПРИЯТИЙ НА НОВЫЕ СЫРЬЕВЫЕ ИСТОЧНИКИ

Рациональное и комплексное освоение и использование золотосодержащих минерально-сырьевых ресурсов предусматривает следующие взаимосвязанные этапы:

1 Определение и прогнозирование динамики внутригосударственных потребностей в золотосырьевых ресурсах (оценка состояния минерально-сырьевой базы по параметрам рационального ресурсопользования; определение потребностей в золоте как в России, так и в странах Мирового сообщества; совершенствование системы прогнозирования развития минерально-сырьевой базы).

2 Изучение месторождений отрасли (геолого-экономическое исследование на всех стадиях геологоразведочных работ и в предпроектных проработках; технико-экономические обоснования комплексного освоения месторождений; выбор первоочередных объектов разработки).

3 Освоение минерально-сырьевых ресурсов (разработка золотосодержащих месторождений, переработка сырья с применением ресурсовозобновляющих или ресурсосберегающих безотходных технологий)

4. Сохранение и при возможности улучшение исходного качества временно неиспользуемых минерально-сырьевых ресурсов (оценка и ранжирование сформированных техногенных месторождений; технико-экономическое обоснование целесообразности сохранения техногенных месторождений; их сохранение путем рекультивации; улучшение исходного качества – повышение содержания металлов – за счет перераспределения и концентрации последних в локализованной части техногенного месторождения).

В настоящее время в России несмотря на многочисленность применяемых на обогатительных фабриках и гидрометаллургических заводах технологических схем обогащения и переработки минерального сырья значительное количество золота еще не извлекается и не перерабатывается. Объективной причиной этого является разнообразие минерального состава добываемых и перерабатываемых руд. К субъективным обстоятельствам следует отнести несовершенство применяемых методов технико-экономической оценки внедряемой технологии, способов составления

технологических и аппаратурных схем из отдельных обогажительных и гидрометаллургических операций, что приводит к волевым решениям стоящих технологических задач по добыче и особенно – переработке сырья.

В производственной практике встречаются случаи, когда год-два назад внедренная технология и оборудование пересматриваются для этого же или проектируемого аналогичного объекта. Такое происходит не только потому, что техника и наука развиваются быстрее, но еще и потому, что недостаточно достоверно сделана комплексная оценка ранее внедренного варианта.

Нетрудно представить, какие технические и экономические преимущества можно получить, если проводить комплексную оценку технологических схем и отдельных гидрометаллургических процессов. Такая оценка позволит более целенаправленно разрабатывать новые эффективные процессы и оборудование, совершенствовать их, синтезировать технологические и аппаратурные схемы, внедрять в промышленность предельно эффективную технологию.

К настоящему времени разработано много весьма интересных технологических процессов, но в производственной практике имеет место определенное отставание в их реализации или некачественная техника исполнения.

Часто бывает так, что технологический процесс характеризуется хорошими технико-экономическими показателями, но несовершенное аппаратурное оформление, отсутствие автоматического контроля и регулирования, недоработки с точки зрения охраны окружающей среды могут свести его технико-экономическую эффективность к минимуму. Несомненно то, что в области совершенствования техники и технологии гидрометаллургической переработки золотосодержащего сырья, особенно в условиях действующего гидрометаллургического производства, необходимо комплексное решение стоящих технических задач.

Технологические схемы, их аппаратурное оформление и оборудование для оптимального функционирования представляют собой сложные системы с наличием большого числа составляющих элементов и связей между ними, характеризующихся их тесным взаимодействием. Более сложные системы возникают при крупномасштабном применении технологических схем гидрометаллургической переработки сырья, сопровождающихся значительными технико-экономическими, экологическими и социальными последствиями.

Поэтому выбор новой техники и технологии не только отличается неопределенностью количественной оценки параметров и

логических составляющих элементов, но и приводит к многовариантности достижения поставленной цели.

Рассматривая химические процессы, происходящие при гидрометаллургической обработке минерального сырья, неизбежно приходится сталкиваться с недостаточной изученностью структурно-молекулярных и термодинамических свойств жидкостей и растворов. Особенно это стало очевидным при установлении наличия микронеоднородности строения как жидких, так и твердых фаз, возникающих при цепном и межчастичном взаимодействии компонентов.

Наличие неидеальных систем обусловило при гидрометаллургическом переделе создание квазихимического подхода, отводящего значительную роль элементарным возбуждениям, радикалам, ионам, возбужденным молекулам, дефектам твердых тел, приводящим к образованию промежуточных состояний, способных проявлять не только индивидуальные свойства атомов, молекул, “кластерных компонентов” или “квазичастиц”, но и коллективные свойства фазы, подверженные сильным флуктуациям и характеризующиеся неустойчивостью.

Все это способствовало созданию неравновесной термодинамики, в которой проявляются в тесной связи феноменологические и молекулярно-кинетические представления.

Пока не создана общая теория растворов, термодинамика может служить страховкой исследователей и практиков от принципиальных ошибок, инструментом контроля достоверности той или иной структурной модели гидрометаллургического процесса. Однако практическая реализация гидрометаллургических процессов, особенно в гетерогенных системах, в определяющей степени зависит от химической кинетики неравновесных систем и превращений.

В настоящее время теоретической основой совершенствования технологии переработки золотосодержащего сырья может служить изучение и использование эффекта резонансного возбуждения системы.

Суть явления резонансного возбуждения при всей сложности достаточно ясно описана И.Пригожиным и И.Стенгерсом.* Ими рассматривается система, находящаяся в устойчивом фазовом состоянии (объем газа, жидкости, химическая реакция, ламинарный поток и т.д.). Если система пребывает в термодинамическом равновесии, ее элементы (в данном случае молекулы) ведут себя независимо друг от друга. По словам авторов, “... каждая из них игнорирует остальные” (с.248). Имея в виду такое пассивное поведение частиц, И.Пригожин и И.Стенгерс назвали их гипно-

нами, т.е. пребывающими в гипнотически-спящем состоянии. "Каждая из них, — пишут они, — может быть сколь угодно сложной, но не "замечать" присутствия остальных. Переход в неравновесное состояние пробуждает гипноны и устанавливает когерентную связь, совершенно чуждую их поведению в равновесных условиях" (с.240). В описанном случае эти частицы перестают быть независимыми, Между молекулами возникают корреляции и соответственно когерентно согласованные действия. "Система ведет себя так, как если бы она была вместилищем дальнедействующих сил. Несмотря на то что силы молекулярного взаимодействия являются короткодействующими (действуют на расстоянии 10^{-8} см), система строится так, как если бы каждая молекула была "информирована" о состоянии системы в целом" (с.229).

Согласование элементов системы не имеет скачкообразного характера. Вначале в системе образуются локальные флуктуации, где амплитуды дальнедействующих корреляций еще малы. При большем же удалении от точки равновесия "отзвуки локальных событий разносятся по всей системе" (там же). Из малых флуктуаций складывается одна, захватывающая всю систему. Это и есть, по определению И.Пригожина, "диссипативная структура". Параметры диссипативной структуры, порожденной химическими процессами, зависят от концентрации реагентов и веществ, типа и формы аппарата, примесей и других факторов. Другими словами, хаотическая система элементов, выходя из равновесного состояния, генерирует структуру, самоопределяющую свой масштаб и симметрию (с одним или несколькими фокусами), а в целом — тип пространственной и временной периодичности подобно реакции Белоусова — Жаботинского. Такая система своей структурой отражает внутренние и внешние условия образования. Приобретенное свойство тонкой ориентации на факторы структурогенеза не теряется и впоследствии. Резонансное возбуждение, активизировав элементы и образовав структуру, не исчезает. Оно является центральным параметром системы, обладающим необычной чувствительностью. Система в неравновесном состоянии начинает воспринимать ранее не замечаемые внешние поля и воздействия (гравитационное, магнитное поле, световое излучение и др.).

Создав подобную диссипативную структуру при гидрометаллургической переработке золотосодержащего сырья, целесообразно использовать возникающую при этом сверхчувствительность к воздействиям. В практическом плане это отразится на снижении времени технологического процесса, концентрации реагентов, их объемов и т.д.

В настоящем разделе на базе экспериментально полученных статических и кинетических зависимостей процессов вскрытия золотосодержащего сырья, ионообменного извлечения и разделения золота и мышьяка с учетом факторов экономики, экологии и возможности реализации оптимума функционирования сделана попытка определить оптимальные варианты гидрометаллургической переработки золота.

3.2. ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО ВАРИАНТА СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РУДНОГО СЫРЬЯ

В качестве основного критерия при обосновании выбора варианта внедряемой техники и технологии обычно принимается экономический эффект, определение которого основывается на сопоставлении приведенных затрат по базовой и новой технике. При этом обязательна сопоставимость вариантов по объему производства, качественным параметрам, фактору времени, конъюнктурным и социальным соображениям.

Существующая методика сравнения экономического эффекта по сумме себестоимости и нормативным отчислениям на единицу продукции недостаточно полно оценивает эффективность той или иной технологии.

Успешное решение проблемы переориентации на новое сырье возможно при выработке и последовательном выполнении долгосрочной программы развития промышленного объекта, а выбор вариантов технологии необходимо проводить в соответствии с генеральной стратегией развития предприятия и ориентацией на высокие конечные результаты. Программу научно-технического прогресса промышленного объекта следует рассматривать как взаимоувязанный по ресурсам, времени и исполнителям планируемый комплекс научно-технических, производственных и организационных мероприятий, объединенных конечной целью.

Для преодоления трудностей узковедомственного подхода программа должна характеризоваться тщательным обоснованием конечной цели и увязкой ее с системой государственных интересов социально-экономического развития, высокой степенью внутренней взаимоувязки и сбалансированности технических способов решения поставленных задач и требуемых для этого ресурсов, четким определением ответственности и взаимных обязательств заказчиков и исполнителей работ, наконец, целевым финансированием, исходя из конечной результативности и эффективности.

Вполне естественно, что все технические мероприятия необходимо рассматривать с позиций длительной перспективы, изменений техники и технологии, связанных с переориентацией производства.

В связи с этим для принятия к внедрению технического мероприятия необходимо знать дополнительный эффект комплексности, т.е. эффект, который будет получен при изменении характера исходного сырья в полном или частичном объеме. Тогда полный народнохозяйственный эффект новой техники или технологии E_{Σ} будет равен:

$$E_{\Sigma} = E_1 + E_{k1}, \quad (6)$$

где E_1 — приведенные затраты, подсчитанные по принятой методике; E_{k1} — эффект комплексности, учитывающий конечный результат технического перевооружения.

В свою очередь, суммарный эффект технического перевооружения производства E_k составит:

$$E_k = \sum_{i=1}^n E_i, \quad (7)$$

где E_i — экономический эффект i -го мероприятия долгосрочной программы технического перевооружения.

Отсюда возникает необходимость из совокупности мероприятий выбрать те мероприятия, которые характеризуются большими комплексными народнохозяйственными эффектами при имеющихся ресурсах и с учетом фактора времени.

Вполне естественно, при этом нужно определить выборку из m мероприятий, которая должна быть ранжирована по очередности и времени реализации.

Суммарный комплексный народнохозяйственный эффект подсчитывается на основании технико-экономических показателей технологии и объема перерабатываемого сырья

Вклад в этот суммарный эффект всех мероприятий весьма различен и оценивается коэффициентом участия K_i , причем последний может изменяться от 0 до 1 и определяться либо методом экспертных оценок:

$$K_i(0, \dots, 0) \rightarrow \Delta E = 0; \quad (8)$$

$$K_i(1, \dots, 1) \rightarrow \Delta E = E^{(0)},$$

либо отношением совокупных затрат на мероприятие в начальный период времени F_{in} к затратам в конечный период F_{ik} с полной переориентацией на новое сырье. Если $F_{in} \subseteq F_{ik}$, то $K_i = F_{in}/F_{ik}$. Когда F_{in} претерпевает изменения, т.е. часть затрат F_{in}^* не используется при достижении конечного результата, тогда

$$F_{in} \not\subseteq F_{ik}, \text{ а } K_i = (F_{in} - F_{in}^*)/F_{ik}. \quad (9)$$

Во всех случаях за базис следует принимать конкретные технологические решения, необходимость и достаточность которых диктуется как в настоящий период времени, так и в перспективе необходимостью обеспечения переориентации предприятия на новые сырьевые источники в заданном или возможном объеме.

Тогда полный экономический эффект отдельного мероприятия или технологической схемы с учетом дополнительного эффекта, ориентированного на конечный результат, составит

$$E_{\Sigma} = E + \Delta E_k, \quad (10)$$

где

$$\Delta E_k = \frac{E^{(0)} \langle K_i^{\rightarrow} E_i^{\rightarrow} \rangle}{\sum_i E_i^{\rightarrow}}. \quad (11)$$

Из всей совокупности мероприятий N , запланированных к внедрению на ГМЗ ПО "Южполиметалл", а также целесообразных с технико-экономической точки зрения и рекомендованных к освоению, осуществлен выбор вариантов химико-технологических схем (ХТС). При этом выбор произведен по максимальным экономическим эффектам $E(N, K)$ и народнохозяйственным эффектам $S(N, K)$ при заданных затратах $F(N, K)$, планируемых на соответствующие годы из области эффективных вариантов (ОЭВ).

Таким образом, **экономический критерий переориентации производства на новые сырьевые источники** – минимум приведенных затрат при максимуме количественного эффекта на каждом этапе переориентации производства.

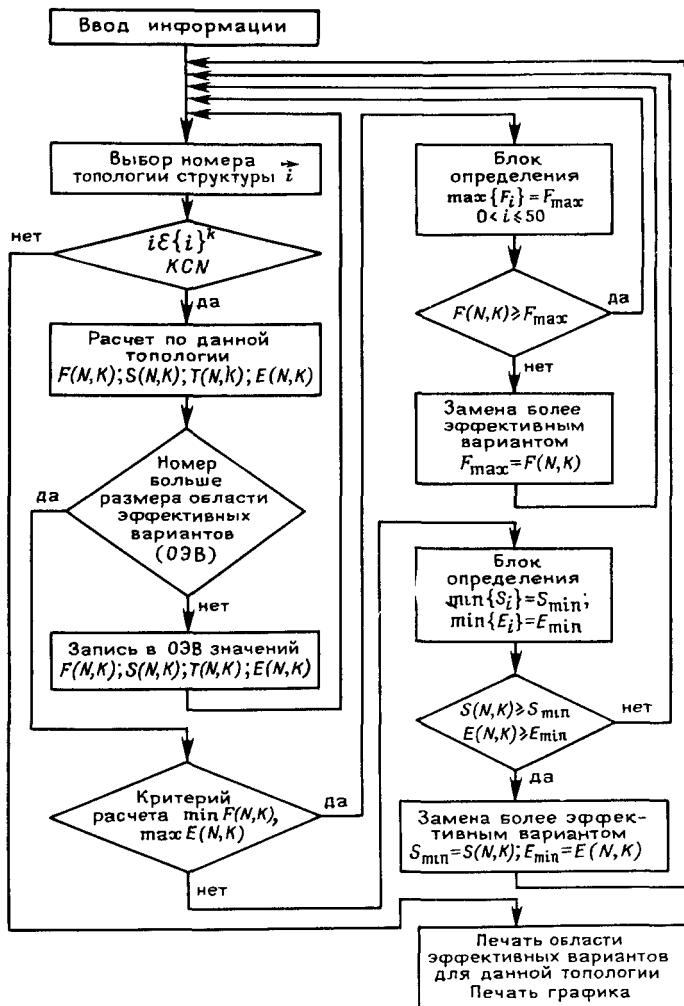


Рис 20 Блок-схема алгоритма "Выбор"

Для решения поставленной задачи разработан алгоритм выбора и пакет прикладных программ (*MARGO*, *MASTR*, *WRTI*, *WBR*), реализованных на вычислительном комплексе *СМ-1* с использованием дисковой операционной системы. Блок-схема алгоритма "Выбор" представлена на рис. 20.

Оптимальный вариант получен определением

$$\begin{aligned} \frac{\max}{i} &= S(N, K) = S_i^{\rightarrow}(N, K); \\ \max & \\ \rightarrow & \\ i & E(N, K) = E_i^{\rightarrow}(N, K) \end{aligned} \quad (12)$$

при условии $i' \cap i''$ и $\min_i \rightarrow F(N, K) = F_n$, где F_n – планируемые затраты на соответствующий год.

Такой метод позволил не только выбрать оптимальный вариант совершенствования техники и технологии гидрометаллургического завода, но и определить направление технического прогресса на заводе. Так, согласно варианту совершенствования технологий было решено ускорить внедрение технологических схем химико-термической обработки промпродуктов и отвальных кеков перед выщелачиванием, извлечения металла, а также схемы жидкофазной сульфатно-карбонатной регенерации сорбента.

3.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДПОЧТИТЕЛЬНОСТИ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПО ЭКОЛОГИЧЕСКОМУ КРИТЕРИЮ

В последние годы все больше влияния на технический прогресс начинает оказывать социальная экология, изучающая закономерности взаимодействия общества и окружающей среды, а также практические проблемы ее охраны.

Б.Н.Ласкорин с соавторами,* проводя основополагающий системный анализ, подчеркивают необходимость учета и оценки экологического влияния предприятий на окружающую среду: “В настоящее время рассматриваются два основных подхода такой оценки. Первый подход основан на учете фактического ущерба от выбросов загрязняющих веществ предприятием в сфере землепользования, водного и лесного хозяйства, воздушного бассейна. Второй подход основан на вычислении таких затрат на утилизацию, которые будут способствовать предотвращению выбросов или снижению до уровня, отвечающего социальным требованиям (санитарной и другим природоохранным нормам), т.е. затрат на природоохранные мероприятия”.

В основу эффекта природозащитных мероприятий, как правило, принимают ущерб, который в соответствии с имеющейся в настоящее время концепцией рассматривается как сумма потерь и упущенных выгод во всех звеньях народного хозяйства, устранение либо исключение возможности появления которых обеспечивает прирост национального дохода

Прямой расчет некоторых составляющих ущерба от загрязнения окружающей среды в настоящее время представляется проблематичным ввиду отсутствия либо недостаточности исходной информации. В этих случаях рекомендуется итеративный подход, который может быть применен при выборе промежуточных ступеней стандарта в районах с напряженной техногенной нагрузкой на среду

Изучение влияния гидрометаллургического производства на состояние окружающей среды проявляется в основном в констатации фактов и концентрации внимания на ряде частных экологических вопросов, связанных уже с негативными последствиями для живой природы и человека, поэтому имеет пассивный характер.

Несмотря на различия методов оценки во всех случаях экологическая сторона рассматриваемых технологий выступает как самостоятельный критерий, который может быть оценен по относительным или условным показателям

При решении практических задач следует придать экологической оценке активный характер, который бы способствовал выбору малоотходных технологий и целенаправленному их совершенствованию

Предельно допустимые выбросы (ПДВ), предельно допустимые сбросы (ПДС), временные выбросы (ВДВ) и сбросы (ВДС) в окружающую среду, с одной стороны, и совокупные общественные затраты на достижение ПДВ и ПДС, ВДВ и ВДС, с другой, — представляют собой взаимодействие общества, его промышленных предприятий и окружающей среды. Поэтому затраты на утилизацию для достижения ПДВ, ПДС или ВДВ, ВДС можно определить как критерий охраны окружающей среды или частный случай общего экологического критерия

Основные возможности снижения уровня выбросов и сбросов промышленных предприятий заложены в совершенствовании технологии переработки минерального сырья. Так, при гидрометаллургической переработке расход азотной кислоты и объем отходящих газов в случае применения технологического кислорода значительно меньше, чем при использовании воздуха. Например, при выщелачивании сульфидосодержащей руды в 14,4 и 80,1 раз, молибденовой руды в 6,6 и 23,4 раза соответственно

Таким образом, эта технология позволяет резко интенсифицировать процесс утилизации вредных ингредиентов и создает предпосылки достижения требуемого уровня выбросов.

Следовательно, уровень загрязнения окружающей среды зависит непосредственно от гидрометаллургического передела, где образуются вредные ингредиенты и имеется расход соответствующих химических реагентов.

Изменение способа переработки влечет за собой изменение затрат на технологию, основной процесс переработки и утилизацию вредных веществ и представляет собой изменение способа производства, а значит, более полно характеризует взаимодействие общества с окружающей средой, или социальную экологию.

На современном этапе развития техники и технологии для количественного определения характеристик взаимодействия промышленных предприятий и окружающей среды, выбора способа производства, а в нашем случае, – способа переработки рудного сырья, целесообразно выделить **экологический критерий**, представляющий минимум приведенных затрат на технологию переработки минерального сырья и системы утилизации образовавшихся при этом продуктов для достижения требуемого уровня выбросов и сбросов.

Каждая гидрометаллургическая система характеризуется суммарными затратами Q_{Σ} , затратами реагентов Q_p и энергии $Q_{эн}$:

$$Q_{\Sigma} = Q_p + Q_{эн}. \quad (13)$$

При этом имеет место сброс в окружающую среду твердой q_t , жидкой $q_{ж}$, газовой q_g фаз и потери энергии $q_{эн}$. Все эти составляющие могут содержать вредные ингредиенты, а потери энергии так или иначе сопряжены с воздействием на окружающую среду при ее производстве.

Тогда суммарный сброс вредных ингредиентов гидрометаллургического производства q_{Σ} будет составлять:

$$q_{\Sigma} = q_t + q_{ж} + q_g + q_{эн}. \quad (14)$$

Общая схема переработки, представленная на рис. 21, характеризуется приведенными затратами на гидрометаллургический процесс P_{Ω} и на узел очистки и утилизации P_{ψ} .

Выход из системы процессов гидрометаллургической переработки как по отдельным ингредиентам q_i , так по их совокупности

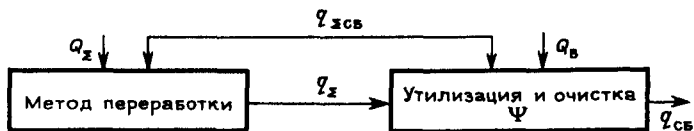


Рис. 21. Принципиальная схема переработки минерального сырья

$q_{\Sigma i}$ достаточно четко регламентируется предельно допустимыми сбросами или контрольными уровнями выбросов и сбросов в окружающую среду.

Обеспечение требуемого уровня может быть достигнуто как изменением техники, технологии и технологического регламента $\Omega_1, \Omega_2, \Omega_3, \dots, \Omega_n$, так и режимов, методов очистки и утилизации $\psi_1, \psi_2, \psi_3, \dots, \psi_m$.

Пусть $\Pi_i^{(1)}, \Pi_j^{(2)}, \Pi_k^{(3)}, \dots, \Pi_l^{(m)}$ – приведенные затраты по отдельному типу утилизации для одного аппарата, причем $0 \leq i \leq n$; $0 \leq j \leq n$; \dots ; $0 \leq l \leq n_m$.

Тогда приведенные затраты по схеме составят

$$\Pi = \sum_{i=1}^{n_1} \Pi_i^{(1)} + \sum_{j=1}^{n_2} \Pi_j^{(2)} + \sum_{k=1}^{n_3} \Pi_k^{(3)} + \dots + \sum_{l=1}^{n_m} \Pi_l^m, \quad (15)$$

где $n_1, n_2, n_3, \dots, n_l \geq 0$; $n_1 + n_2 + n_3 + \dots + n_l \leq M$.

Технологическую эффективность (степень) очистки можно оценить с помощью показателя ψ :

$$\psi = q_1/q_0, \quad q_2 = q_0 - q_1, \quad (16)$$

где q_0 – суммарное количество ингредиентов, поступающих на очистку; q_1 – количество ингредиента, утилизированного и направленного в процесс переработки; q_2 – количество ингредиента, выводимого из системы:

$$q_1 = F(q_{01}, \psi). \quad (17)$$

В общем случае ψ является синтезированным показателем и более точное определение его можно получить с помощью математической модели улавливателя.

Используя степень очистки на каждой стадии i -го улавливателя на j -м месте в j^k -й схеме переработки, можно изобразить структурную схему улавливания последовательного типа в виде бинарной системы (рис. 22).

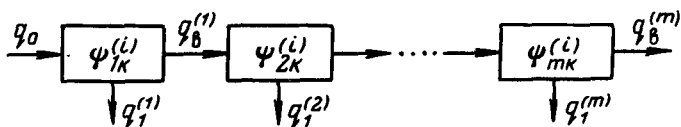


Рис. 22. Структурная схема улавливания вредных ингредиентов

Тогда формула для расчета сброса в окружающую среду имеет вид

$$q_B^m = q_0 (1 - \Psi_{1k}^{(i)}) (1 - \Psi_{2k}^{(i)}) \dots (1 - \Psi_{mk}^{(i)}) . \quad (18)$$

В случае использования идентичных улавливателей с одинаковой степенью очистки получаем

$$q_B^{(ж)} = q_0 (1 - \Psi_k^{(i)})^m . \quad (19)$$

Аналогично можно получить формулу суммарного количества ингредиента, возвращаемого в процесс:

$$q_n^m = \sum_{r=1}^m q_1^r . \quad (20)$$

Преобразуя формулу (18) и используя связь со степенью разделения и входного потока q_0 , можно получить расчетную формулу

$$q_n^m = q_0 \Psi_{1k}^{(i)} + q_0 (1 - \Psi_{1k}^{(i)}) \Psi_{2k}^{(i)} + q_0 (1 - \Psi_{1k}^{(i)}) (1 - \Psi_{2k}^{(i)}) \Psi_{3k}^{(i)} + \dots + q_0 q_B^{(m-1)} \Psi_{mk}^{(i)} \quad (21)$$

или

$$q_n^m = q_0 [\Psi_{1k}^{(i)} + (1 - \Psi_{1k}^{(i)}) \Psi_{2k}^{(i)} + q_v^{(m-1)} \Psi_{mk}^{(i)}]. \quad (22)$$

Для определения экологического критерия необходимо минимизировать приведенные затраты на основной технологический процесс и утилизацию с учетом физико-химических зависимостей различных методов переработки, очистки и утилизации при выполнении ограничений, обусловленных ПДВ или ПДС.

3.4. ОЦЕНКА ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ С ПОЗИЦИЙ РЕАЛИЗАЦИИ ОПТИМУМА ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ

В условиях функционирования АСУТП при выборе эффективного варианта технологии не последнюю роль играет возможность и качество управления новым процессом, т.е. предварительно требуется определить вероятность реализации оптимальных технологических параметров с использованием вычислительной техники.

При внедрении принципиально новых процессов, характеризующихся глубоким качественным преобразованием традиционного принципа, управление ими может быть затруднено из-за отсутствия в исходный момент времени соответствующих средств контроля; в другом случае необходима реконструкция имеющегося парка средств информации и управления, требующая, в свою очередь, исследовательской и конструкторской проработки.

Оценка различных вариантов технологии с точки зрения оптимального функционирования представляет собой отдельную задачу, результаты которой могут выражаться в условных или других сопоставимых затратах.

Первоначально возможен макроподход к оценке экономических закономерностей оптимально управляемых комплексов, основанный на понятии неопределенности систем и обоснованный с позиций количества управляющей информации, а следовательно, с учетом затрат на реализацию системы управления.

Выбор технологического варианта по оптимуму функционирования предполагает не столько необходимый или желаемый объем управляющих систем, сколько их наличие в настоящее время или ближайшем будущем на действующем промышленном объекте, которое позволит реализовать лучше результаты гидromеталлургического процесса.

Существенные различия гидromеталлургических процессов по управлению часто встречаются в промышленной практике. Имеются процессы, эффективность которых зависит от целого ряда пока-

зателей, влияющих в одинаковой степени, как правило, в неявной форме на основные параметры процесса.

Предпочтительными по управлению оказываются процессы, преимущественно зависящие от одного или двух эволюционно изменяющихся показателей. При этом представляется очевидным преимущество реализации процессов с большей технико-экономической эффективностью.

Предположим, процесс характеризуется параметрами C_m и C_T и имеет функцию затрат Z , оцененную в зависимости от изменения упомянутых параметров:

$$Z^{(j)} = Z^{(j)}(C_T, C_m). \quad (23)$$

Тогда среднеквадратичное отклонение функций определит нам близость функций или их плотность по формуле

$$\rho^{(j)} = \int [Z_{cp}^{(j)} - Z^{-(j)}]^{-1/2} d_{ct}, \quad (24)$$

где $Z^{-(j)} = \int Z^{(j)} d_{ct}$ – средняя функция j -й схемы при изменении C_m ; $\Delta Z^{(j)} = Z^{(j)} - Z^{-(j)}$ – отклонение затрат от среднего значения.

Наиболее устойчивая с точки зрения управления схема имеет $Z^{(j)} \rightarrow Z^{-(j)}$ и $\rho \rightarrow 0$, а также максимальное значение коэффициента устойчивости K_y

$$\max K_y = \max (Z_{cp}^{(j)} / \sum \Delta Z^{(j)}). \quad (25)$$

Например, при переориентации перерабатывающих молибденовые руды производств на переработку золотосодержащих продуктов таким параметром является золото в исходном сырье.

В случае комплексного рассмотрения технологии по совокупности критериев альтернативным вариантом выбора может являться схема с оптимальным уровнем устойчивости при условии обеспечения соответствующими информационными и управляющими системами, что неизбежно сопряжено с дополнительными затратами, подлежащими оценке и учету.

Таким образом, представляется возможным получить определенную информацию о предпочтительности разрабатываемых вариантов техники и технологии с использованием основных критериев эффективности, максимально базирующихся на физико-химических свойствах процессов и на показателях, характеризующих конечные результаты.

3.5. ЭКСПЕРТНАЯ СИСТЕМА ОЦЕНКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОСНОВНЫХ КРИТЕРИЕВ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Основными вопросами гидрометаллургии, связанными с применением различных математических методов, являются:

- расчеты технологических схем переработки;
- выбор рациональных конструкций и параметров оборудования;
- определение показателей оборудования и т.д.

На стадии проектирования инженер-технолог сталкивается с необходимостью выбора и расчета схемы, ее конфигурации, реагентов, оборудования и их элементов, а на стадии эксплуатации — с вопросами повышения экономичности, надежности и эффективности процесса гидрометаллургии (оптимизация режима) и улучшения экологической обстановки.

С точки зрения объема исходных данных для решения проектных и эксплуатационных задач современные гидрометаллургические технологические схемы переработки минерального сырья относятся к классу больших систем с варьируемой информацией. Поэтому в настоящее время разрабатываются такие эффективные методы их расчета и оптимизации, как экспертные системы. Обобщенная структура экспертной системы приведена на рис. 23.

Наша разработка базируется на освоении методов автоматизации слабоформализованных задач, а также на их применении для качественного анализа экспериментальных данных, проектов и конструкций, технической диагностики, принятия решений, прогнозирования, управления технологическими процессами (и т.д.) в гидрометаллургии золота.

Представленная основа экспертной системы включает в себя банк знаний (рис. 24), пакет управляющих программ, а в даль-



Рис. 23 Структура экспертной системы

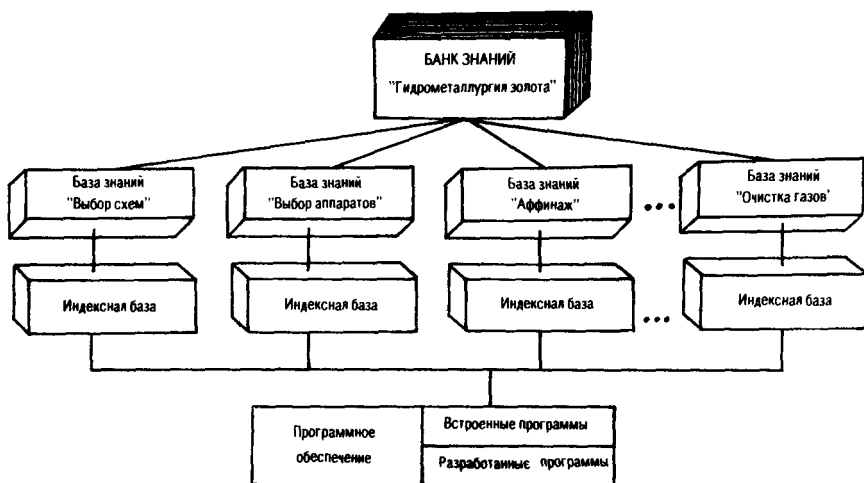


Рис. 24. Схема банка знаний "Гидрометаллургия золота"

нейшем и логический аппарат, т.е. это система диалоговых программ для ЭВМ, способных накапливать и обобщать профессиональные знания и эмпирический опыт квалифицированных специалистов (экспертов), а затем и решать сложные практические задачи, выступая в роли советчика технолога ГМЗ.

Экспертная система позволяет создавать такие консультирующие и советующие программы, которые по качеству выдаваемых ими рекомендаций не уступают решениям, предлагаемым наиболее опытными специалистами. Для этого при построении экспертной системы учитывались следующие аспекты:

методологический – изучение методов формализации профессиональных знаний и способов их представления в виде банков и баз знаний, анализ построения банков (баз) знаний;

инженерный – изучение и практическая работа с программными средствами построения экспертных систем типа "Экран";

прикладной – формализация профессиональных знаний в конкретных задачах, формирование соответствующих баз знаний, реализация макетов экспертных систем.

Эффективность работы экспертной системы и значимость полученных результатов заключается в том, что решаемая задача обладает следующими особенностями:

методы ее решения недостаточно формализованы, отсутствуют укрупненные математические модели и алгоритм решения;

качество ее решения основано на практическом опыте специалистов с использованием нормативно-справочного материала.

В работе предложена база знаний по решению и анализу специализированной задачи “Выбор рациональных технологических схем переработки золотосодержащего сырья”, которая в дальнейшем органически впишется в экспертную систему “Гидрометаллургия золота”.

В представленной базе знаний хранятся сведения о многочисленных реагентах и смолах, разнообразных технологических схемах и оборудования, разработанных критериях эффективности, используемых при расчете рациональных параметров и т.д. Следует отметить, что указанные выше сведения должны храниться на протяжении больших временных интервалов, что предполагает возможность значительного увеличения объемов информации.

База знаний, связанная с выбором рациональных технологий гидрометаллургической переработки золотосодержащего сырья, включает в себя следующие элементы:

информационную базу, представляющую собой совокупность централизованно хранящихся массивов данных, содержащих все необходимые сведения для решения поставленной задачи выбора рациональных схем, имеющихся в справочниках по гидрометаллургии;

индексные базы, представляющие собой файлы, индексированные по категориям (полям) и упорядоченные по датам внутри каждой категории;

средства программирования – совокупность программных модулей, реализующих алгоритм ввода, корректировки, поиска, сравнения, обработки и выдачи информации;

технические средства.

На основании описаний баз знаний на трех уровнях (концептуальное, логическое и физическое проектирование) разрабатывался комплекс программ управления базой знаний, представляющий собой основу или первое приближение к экспертной системе.

Структура информационной базы знаний (*HMF*), включающей основную информацию по гидрометаллургии золота, содержит следующие сведения:

<i>VOLUM</i>	–	объемы перерабатываемых руд;
<i>TIPS</i>	–	тип перерабатываемого сырья;
<i>SOSS</i>	–	минеральный состав сырья;
<i>SODZ</i>	–	содержание золота;
<i>FORM</i>	–	форма его выделений;
<i>PRIM</i>	–	наличие и вид примесей;
<i>SPOS</i>	–	способ переработки;
<i>VIDR</i>	–	вид реагентов;
<i>VIDS</i>	–	вид ионообменных смол (сорбентов)
<i>CONSR</i>	–	концентрация реагентов;

<i>TIME</i>	- продолжительность процесса переработки золотосодержащего сырья;
<i>VID</i>	- вид технологической схемы;
<i>TIP</i>	- тип оборудования;
<i>KOL</i>	- количество оборудования,
<i>VKV</i>	- их характеристики,
<i>CENA</i>	- стоимость;
<i>A,B,C</i>	- внешние параметры оборудования.

Структура информационной базы знаний включает в себя основные критерии эффективности, используемые в расчетах при выборе рациональных технологий и технологических схем переработки золотосодержащего сырья

Для сопровождения базы знаний *HMF* на данном этапе нами разработаны пять подпрограмм:

VVDAN – ввод или редактирование данных информационной базы знаний по технологическим схемам переработки руд благородных металлов;

UDDAN – удаление из информационной базы знаний информации по схемам;

(Эти две программы являются стандартными для систем баз знаний типа *dBASE-III+* и осуществляют пополнение, хранение и корректировку введенной информации.)

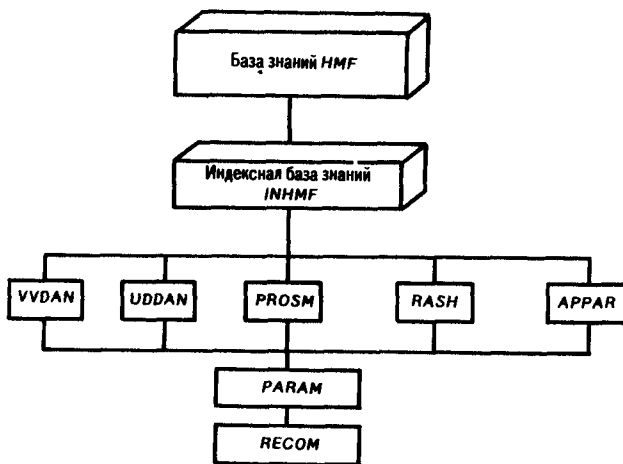


Рис 25 База знаний “Выбор рациональных технологических схем переработки золотосодержащего сырья”

PROSM – просмотр записей существующих в информационной базе знаний по нескольким критериям (выдача на дисплей или печать однотипного оборудования, их параметров, характеристик и т.д.) в режиме запроса;

RASH – расчет и выбор экологически целесообразных технологических схем, реагентов, режимов и т.д.;

APPAR – расчет и выбор экономически целесообразных аппаратов.

В представленную базу знаний *HMF* (рис. 25) включены информационные данные по рекомендациям (*RECOM*) и справочные материалы для решения конкретной задачи (*PARAM*).

Технологические схемы и оборудование выбирают в зависимости от экологических, технических и экономических факторов. В соответствии с этим положением наш банк знаний, разработанный на основе базы знаний и блока сравнения и итерации, в последующем позволит с помощью компьютера решить задачу выбора рациональных гидрометаллургических технологий по следующим пяти параметрам:

- экологическому критерию;
- технологическому критерию;
- экономическому критерию;
- надежности оборудования;
- габаритам.

Разработанное на данном этапе программное обеспечение базы знаний *HMF* представляет собой диалоговые программы. Компьютером запрашиваются у пользователя данные (например, о минеральном составе золотосодержащего сырья, концентрации золота и примесей, объемах руд и т.д.) для обработки, и после соответствующих расчетов на монитор или печатающее устройство выдается рекомендация о технологических схемах, реагентах или сведения об оборудовании, требующиеся пользователю. Таким образом, упрощается работа как технологов на ГМЗ, так и разработчиков технологических схем и оборудования в НИИ и КБ, и исключаются ошибки субъективного характера.

3.6. ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПЕРЕДЕЛА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Технология обогащения и гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд должна совершенствоваться на базе существующих и применяемых технологий, с учетом основных тенденций их развития

Необходимо выделить факторы, влияющие на эффективность переработки руд, к которым относятся прежде всего:

геологические (минеральный состав выделяемых руд и пород);

горнотехнические (объемы поступающих руд, возможности оборудования и т.д.);

технологические (дробимость минералов, их обогащаемость, растворимость металлов, извлекаемость и т.д.);

экономические и экологические.

Процесс выщелачивания является основной операцией гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд, в значительной степени определяющей технологические и экономические показатели гидрометаллургического передела в целом. Стоимость процесса выщелачивания составляет 35–50% стоимости гидрометаллургического передела.

В настоящее время в странах бывшего СССР на гидрометаллургических заводах распространен метод избирательного серно-кислотного выщелачивания – как наиболее экономичный и обеспечивающий высокое извлечение металла.

Применение повышенных температуры и давления, наиболее дешевого из окислителей – кислорода воздуха – позволяет наладить рентабельную переработку арсенопиритных золотосодержащих, а также бедных, упорных и комплексных руд и обеспечить высокое извлечение золота при снижении расхода реагентов и энергии.

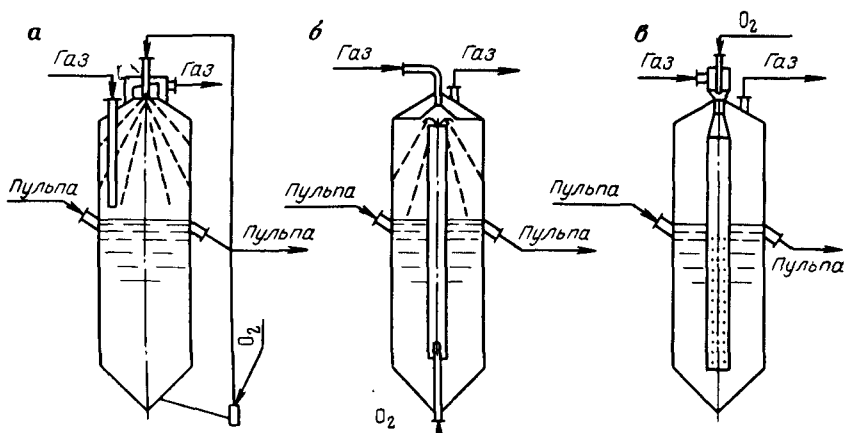


Рис. 26. Схемы диспергации кислорода в пульпу с подачей его в нижнюю и верхнюю части устройства (а), а также только в нижнюю (б) и только в верхнюю (в) части устройства

Внедрение окислительного выщелачивания на ГМЗ ПО “Южнополиметалл” (Кыргызстан) дало возможность интенсифицировать этот процесс при обеспечении высокого извлечения золота и ряда сопутствующих ценных компонентов и снижении перехода вредных примесей (преимущественно мышьяка) в раствор

При азотносернокислотном выщелачивании сульфидных продуктов, когда взаимодействие происходит в системах “твердое – жидкое – газ”, применение кислорода улучшает процесс. В начале 70-х годов в ЦНИЛ ПО “Южнополиметалл” были проведены исследования и реализовано на ГМЗ объединение применения кислорода путем диспергации его в пульпу, которая, в свою очередь, диспергировалась в газовой фазе (рис 26). Результатом введения кислорода непосредственно в зону массообмена явилось сокращение расхода азотной кислоты в 4–6 раз. Как отмечалось, расход азотной кислоты и объем отходящих газов в случае применения кислорода значительно меньше, чем при использовании воздуха, например, при выщелачивании сульфидной руды в 9,6 и 42,2 раза соответственно.

Таким образом, уровень загрязнения окружающей среды непосредственно зависит от гидрометаллургического передела, где образуются вредные ингредиенты и имеется расход соответствующих химических реагентов.

Необходимо отметить и применяемую на ГМЗ ПО “Южнополиметалл” функциональную схему управления выщелачиванием арсенопиритного золотосодержащего сырья (рис 27).

При выборе и определении оптимальных технологий и режимов переработки руд благородных металлов следует учитывать влияние гранулометрического состава горной массы на степень извлечения металлов. Так, при склонности жильной массы или отдельных рудных минералов к переизмельчению наблюдается повышенное содержание полезных компонентов в мелочи. Следовательно, для выделения фракций с повышенным содержанием золота необходимо осуществлять сортировку после третьей стадии дробления, обеспечивающей наиболее полное раскрытие минералов.

Совершенствование процессов вскрытия при гидрометаллургической переработке золотосодержащих руд (ГМЗ ПО “Южнополиметалл”) проводится в направлении ингибирования сопутствующих взаимодействий, инициирования исходных реагентов и взаимодействующих сред.

Выщелачивание золота следует рассматривать не только как целую программу извлечения металла, но и как ликвидацию или резкое уменьшение действия экранирующих вторичных процессов или “паразитирующих” физико-химических взаимодействий.

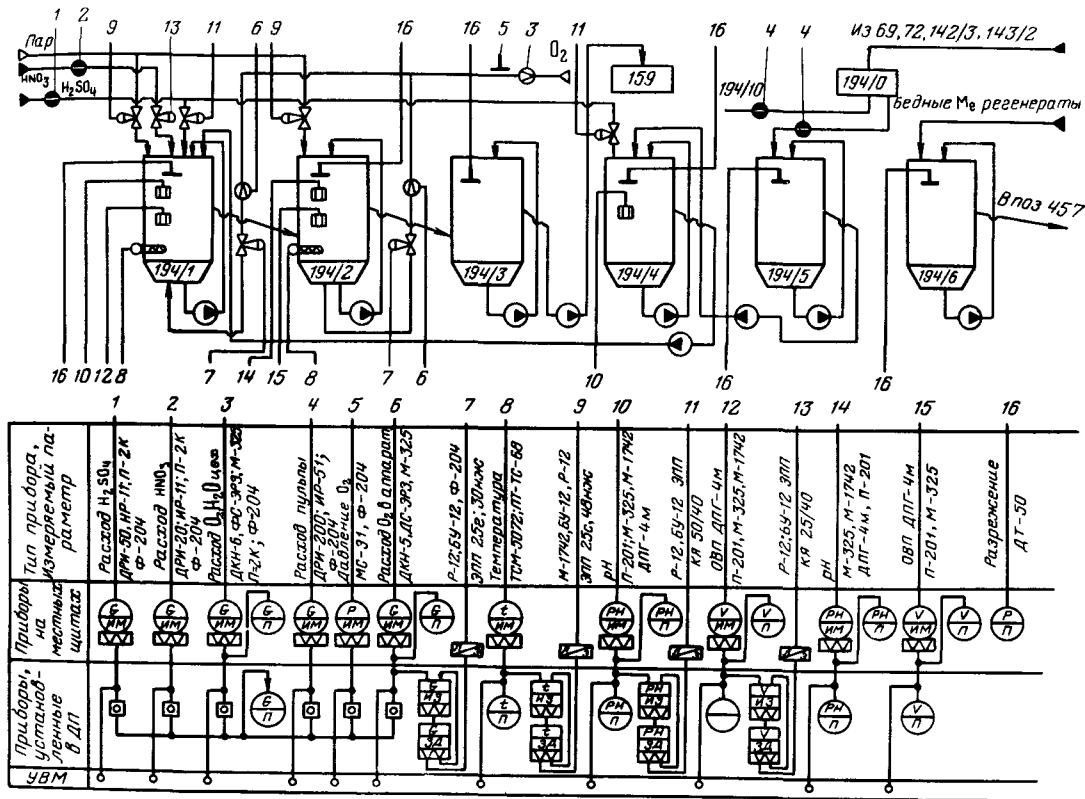


Рис. 27. Функциональная схема управления переработкой сульфидосодержащего сырья

Необходимо отметить, что природа сопутствующих выщелачиванию процессов изнообразна, и пути ингибирования их, естественно, различны. Например, при вскрытии сульфидного сырья азотной кислотой, имеет место целая совокупность следующих вторичных процессов

выпадение в осадок солей,

образование элементарной серы,

физическая адсорбция полезных компонентов на активных центрах твердой фазы флотационной и природной органической составляющих,

интенсивное образование пены за счет присутствия флотационных органических веществ,

автокаталическое, взрывное выделение оксидов азота, сопровождающееся выбросами пульпы из технологических аппаратов

Все эти процессы резко снижают извлечение металла, что приводит к образованию значительного количества отвальных кеков, содержащих от 0,01 до 3,5% Me

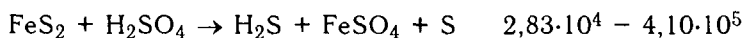
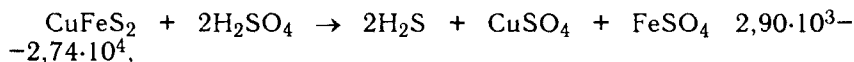
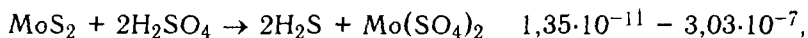
Из разработанных и осуществленных в промышленной практике на ГМЗ ПО "Южполиметалл" методов ингибирования для мышьяк-пиритного золотосодержащего сырья следует выделить химико-термическую обработку руд концентрированной серной кислотой при атмосферном давлении в диапазоне температур 120–160° С

Характерной особенностью протекания реакций окисления сульфидов серной кислотой является упругость паров сероводорода, что определяется из следующих зависимостей

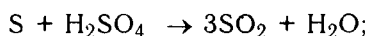
$$\Delta G_T = \Delta H_T^0 - T\Delta S_T^0 = -4,575 \lg P_{H_2S}, \quad (26)$$

где ΔG_T – изменение энергии Гиббса, Дж, ΔH_T^0 – изменение энтальпии, Дж, ΔS_T^0 – изменение энтропии, Дж/моль·град, P_{H_2S} – упругость паров сероводорода, Па

Расчеты и эксперименты показывают, что в области температур 100–160° С равновесные давления сероводорода изменяются для указанных реакций в следующих пределах



При температуре выше 120° С элементарная сера интенсивно окисляется



это объясняется тем, что температура ее плавления равна 119° С.

Верхний предел температуры процесса ингибирования обуслован летучестью сопутствующих соединений и возможностью реагирования с серной кислотой сульфидов ценных металлов.

Отметим, что химико-термическая обработка золотосодержащих арсенопиритных руд позволяет ликвидировать все нежелательные “барьеры” диффузионного порядка, приводит к деструкции органических веществ, предотвращает образование элементарной серы и выделение мышьяка, ликвидирует экранирование ценных минералов вмещающими породами, что дает возможность при дальнейшем вскрытии получить весьма высокие показатели извлечения целевых компонентов.

Таким образом, разработанные и частично применяемые на ГМЗ ПО “Южнополиметалл” методы ингибирования направлены на подавление сопутствующих физико-химических превращений и позволяют существенно улучшить технологические показатели основного процесса и реализовать его качественное управление.

Незаслуженно малое внимание в настоящее время уделяется интенсификации процессов гидрометаллургического передела руд путем инициирования исходных реагентов и взаимодействующих сред. Например, активность серной кислоты как окислителя резко возрастает при обработке ее в электрическом поле в результате образования надсернистых кислот, а реакционная способность кислорода – при обработке в электрическом разряде или облучении, что способствует появлению форм кислорода и озона.

Так как при добыче золотосодержащих руд используется взрывчатка, то при последующей гидрометаллургической их переработке в жидкой фазе формируются нитрат-ионы, которые можно применять как окислитель, учитывая их реакционную способность к взаимодействию с сильными восстановителями.

В общем случае повышение концентрации реагирующего вещества способно улучшить массообмен. При этом важно, куда и как направить инициирующее воздействие, чтобы оно существенно сказалось бы на всей совокупности химических взаимодействий, на основном процессе, утилизации и санитарной очистке.

3.7. АППАРАТНОЕ ОФОРМЛЕНИЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ

Процессы дробления и измельчения, а также дробильно-размольное оборудование, применяемые на гидрометаллургических заводах, принципиально не отличаются от таковых на обогатительных фабриках. Дробильные установки обычно обеспечивают дробление руды текущей добычи до 15–35 мм.

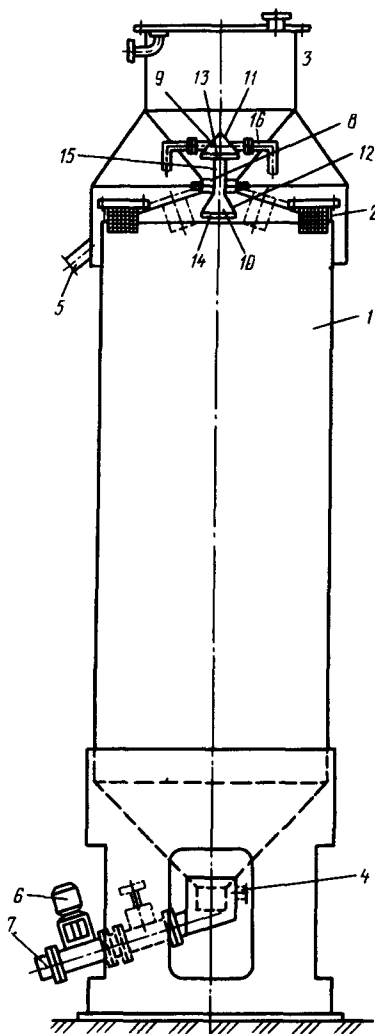
Степень измельчения определяется последующим процессом переработки и характеристикой руды. Обычно измельчение производят в две стадии: на первой применяют стержневые мельницы диаметром 1,5 и 2,7 м и длиной 3,6 м или шаровые мельницы размером 3х1,67 м, а на второй – шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с грохотами, классификаторами или гидроциклонами.

ГМЗ оборудованы эффективной автоклавной аппаратурой, позволяющей проводить процессы окислительного выщелачивания металлов в широком диапазоне температур, давлений и концентраций реагентов.

Интенсификация процесса массообмена при гидрометаллургических способах переработки возможна за счет равномерного распределения ионообменной смолы по сечению колонны [95]

Рис 28. Ионообменная колонна:

1 – корпус, 2 – дренаж, выполненный из отдельных фильтрующих кассет; 3 – загрузочный бункер; 4–5 патрубки ввода (4) и вывода (5) раствора; 6 – клапан; 7 – патрубок выгрузки насыщенной смолы; 8 – запорное устройство; 9–10 – основная и дополнительная камеры, выполненные в виде конусов 11 и 12 и снабженные перфорированными основаниями 13 и 14; 15 – труба; 16 – патрубки



Для этого в корпус 1 ионообменной колонны (рис. 28) через патрубок 4 вводится продуктивный раствор. Раствор, пройдя через слой сорбента, насыщает его, а затем отделяется на дренажном устройстве 2 и выводится через патрубок 5. По окончании цикла массообмена подача раствора в колонну прекращается, открывается клапан 6, и часть смолы, объем которой определяется технологическим регламентом, выводится из колонны через патрубок 7. Одновременно отрегенерированная ионообменная смола заполняет освобождающийся объем в верхней части корпуса 1 колонны. Камеры 9 и 10 выполняют роль запорно-распределительного устройства. При рабочем цикле поступающая из колонны смесь раствора и смолы обезвоживается через перфорированные основания 13 и 14 основной 9 и дополнительной 10 камер. Из дополнительной камеры 10 раствор выводится по трубе 15. Таким образом, перед горловиной бункера 3 накапливается малообводненная смола, при этом текучесть ее снижается. Через перфорированное основание 13 основной камеры 9 происходит полное обезвоживание смолы, в результате чего в горловине бункера образуется "пробка", достаточный объем "сухой" смолы, препятствующий выносу смолы из колонны. Выводится раствор из камеры 9 через патрубок 16. В момент загрузки смолы в колонну раствор, находящийся в камере 9, начинает дренироваться через перфорированное основание, обводняя и разжижая смолу, находящуюся в бункере, в результате этого скорость загрузки смолы в колонну резко возрастает. Поверхность конуса 12 дополнительной камеры 10 равномерно распределяет поток смолы по всему сечению колонны, что и приводит к интенсификации процесса массообмена.

С целью увеличения производительности оборудования за счет ликвидации сужающихся частей, упрощения конструкции путем исключения передачи давления ионита на крышку была разработана следующая колонна [94].

Ее работа осуществляется в два цикла: фильтрация раствора через слой ионообменной смолы, выгрузка и загрузка ионита в колонну. Обработываемый раствор по трубе 2 (рис. 29) подается в нижнюю часть колонны и, пройдя слой ионообменной смолы, отделяется на фильтрующих кассетах 7, затем через перфорированную часть трубы 10 попадает в коллектор 3 и выводится из колонны через патрубок 4. Подача ионита дискретно или непрерывно производится через патрубок, при этом происходит равномерное опускание всего слоя ионита. Уровень смолы поддерживается выше фильтрующих кассет 7, но не доходит до крышки колонны. Таким образом, раствор фильтруется через

уплотненный слой смолы, а комплект кассет создает зону, принимающую на себя давление смолы снизу. Этому способствует выбранное между кассетами и стенками расстояние, равное $0,15-0,3$ диаметра колонны. Регенерация слоя осуществляется через патрубков 4 обратным потоком промывного раствора. В процессе рабочей фильтрации в диапазоне линейных скоростей $10-40$ м/ч весь раствор отделяется на фильтрующих кассетах, что приводит к образованию над ними обезвоженного плотного слоя ионита, масса которого препятствует выносу смолы из колонны.

Повышения эффективности работы колонн можно достичь также и за счет исключения продольного перемешивания [96]

Рабочий цикл — фильтрация раствора

через слой ионообменной смолы в такой колонне обеспечивается с помощью устройства ввода раствора (рис 30). Раствор через трубу 6 подается в пространство между верхним 8 и нижним 7 конусами. При этом часть потока раствора поступает в конус 7 и через нижнюю кромку цилиндрической обечайки 9 — в кольцевое пространство между последней и корпусом 1 колонны. Скорость v фильтрации раствора в кольце должна быть больше скорости псевдооживления, т.е. $v=4-15$ м³/м²ч. При скорости

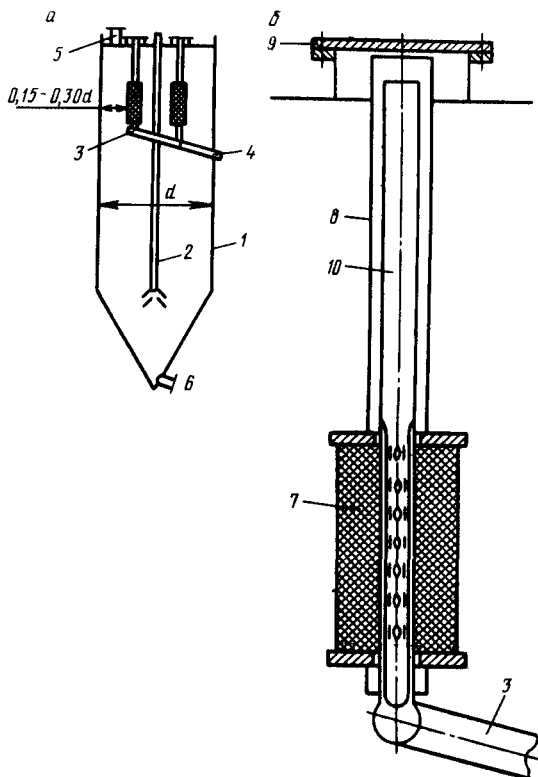
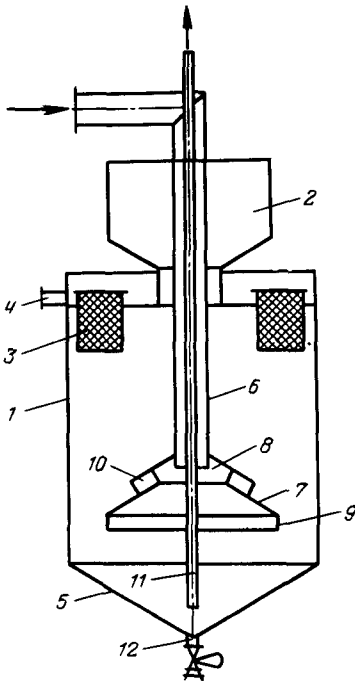


Рис 29 Ионообменная колонна

a — общий вид, *б* — узел крепления фильтрующей кассеты 1 — вертикальный цилиндрический корпус с дном, 2 — устройство ввода раствора на обработку, 3 — коллектор, 4-6 — патрубки 4 — вывода обработанного раствора, 5 — ввода ионообменной смолы, 6 — вывода насыщенного ионита, 7 — фильтрующая кассета, 8, 10 — трубы, 9 — фланец

Рис. 30. Ионобменная колонна:



1 - корпус; 2 - загрузочный бункер
3 - верхнее дренажное устройство; 4 - па-
трубок вывода маточного раствора; 5 - ко-
ническое днище корпуса; 6 - труба ввода
раствора; 7-8 - нижний и верхний конусы;
9 - обечайка; 10 - ограничители хода; 11
эрлифт; 12 - патрубок для дренирования
колонны

12-15 $\text{м}^3/\text{м}^2\cdot\text{ч}$ обеспечивается
уплотнение слоя смолы в кольце.
В результате этого возрастает
гидравлическое сопротивление и
большая часть обрабатываемого
раствора поступает в колонну из
пространства между соосно
установленными усеченными
конусами 7 и 8. Таким образом,
раствор вытесняется в реакци-
онную зону, что приводит к
резкому снижению гидравличе-
ского сопротивления. При даль-
нейшем увеличении подачи рас-
твора происходит плавное поджа-
тие всего слоя смолы в колонне.
Смола из кольцевого пространства

вытесняется в корпус 1 колонны, и раствор равномерно
распределяется по всему ее сечению. Наличие цилиндрической
обечайки 9 позволяет стабилизировать поток раствора в
кольцевом пространстве и создать в сечении кольца достаточно
плотный слой, удерживающий столб смолы в колонне при
объемной скорости фильтрации не менее $6 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{ч}$. При
отсутствии обечайки происходит перемешивание нижних слоев
ионита в колонне и не обеспечивается их зажатие при малых
скоростях фильтрации раствора.

Экспериментально установлено соотношение ($n=0,1-0,3$) вы-
соты h цилиндрической обечайки и ее диаметра D , при котором
обеспечивается удержание гидростатического столба смолы при
минимальном гидравлическом сопротивлении ее слоя в кольцевом
пространстве.

Диаметры больших оснований верхнего и нижнего конусов
относятся как 1:(2-4), т.е. диаметр верхнего конуса в 2-4 раза

меньше нижнего. При таком соотношении диаметров часть потока обрабатываемого раствора направляется непосредственно в центральную часть колонны в пространство между конусами 7 и 8. Верхний конус 8 выполнен с возможностью вертикального перемешивания, что позволяет изменять сечения между конусами и регулировать расход раствора, подаваемого в центральную часть. Оптимальное расстояние между конусами 7 и 8 поддерживается с помощью ограничителей, закрепленных на верхнем конусе 8. Для удобства обслуживания верхний конус имеет диаметр меньше, чем горловина бункера, таким образом, можно извлекать его из колонны и изменять при необходимости длину ограничителей. Ограничители хода выполняются так, что конусы 7 и 8 могут как соприкоснуться, так и оставаться на расстоянии. При соприкасающихся конусах в верхнем 8 предусмотрены прорезы для вывода раствора из пространства между конусами в колонну.

Обрабатываемый раствор после контакта с ионообменной смолой в колонне отделяется на верхнем дренажном устройстве 3 и выводится через патрубок 4. Продолжительность фильтрации определяется технологическим циклом, по окончании которого производится перегрузка сорбента при одновременном выводе раствора из нижней части колонны через патрубок 12. Освобождающийся объем заполняется отработанным сорбентом, который затем с помощью эрлифта 11 выводится из корпуса. В верхнюю часть колонны из бункера 2 догружается определенный объем ионообменной смолы. Операции по выгрузке и загрузке ионообменной смолы осуществляются без прекращения подачи раствора.

Установка в колонне соосных усеченных конусов 7 и 8, меньшие основания которых направлены навстречу движению выгружаемой ионообменной смолы, обеспечивает равномерную ее выгрузку. Центральный слой смолы на поверхности конусов 7 и 8 будет перемещаться к периферии, т.е. к стенкам корпуса колонны. Путь движения центрального слоя смолы увеличивается и тем самым создаются условия для более равномерного ее вывода из реакционной зоны.

Оптимальное соотношение диаметров конусов, при котором обеспечивается достаточно быстрая выгрузка смолы, составляет $d = 0,6-0,9D$.

Такая конструкция колонны позволяет реализовать преимущества фильтрации через зажатый слой в противоточном режиме. При этом полностью исключается продольное перемешивание даже при небольших объемных скоростях фильтрации, что весьма важно в аппаратах регенерации, промывки и конверсии.

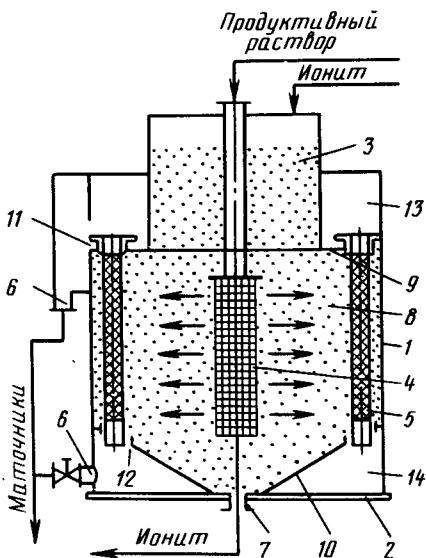


Рис. 31. Ионообменный аппарат:

1 - корпус; 2 - дноще; 3 - загрузочный бункер; 4 - распределители исходной жидкости; 5 - дренажные трубы; 6 - отводящие патрубки; 7 - патрубок выгрузки; 8 - ионообменная загрузка; 9 - кольцо; 10 - промежуточное дноще; 11-12 - отверстия; 13-14 - открытый (13) и закрытый (14) коллекторы

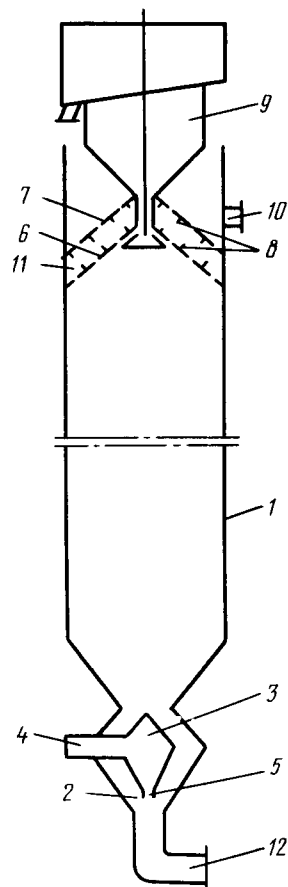


Рис. 32. Ионообменная колонна:

1 - корпус; 2 - нижняя камера; 3 - полный обтекатель; 4-5 - патрубки ввода исходного раствора (4) и вывода раствора (5); 6-7 - перфорированные решетки; 8 - направляющие стержни; 9 - загрузочный бункер; 10, 12 - патрубки вывода отработанной жидкости (10) и отработанного ионита (12); 11 - слой волокнистого или эластичного материала

Повышение производительности путем обеспечения равномерности распределения растворов в слое загрузки достигается в следующем аппарате [99].

Технологический раствор, подаваемый в распределитель 4 (рис. 31), проходит через ионообменную загрузку, собирается

дренажными трубами 5 и отводится по патрубкам 6. После истощения ионита он выгружается через патрубок 7, а из бункера 3 корпус заполняют свежим ионитом.

Наличие двух коллекторов позволяет обеспечить равномерную фильтрацию раствора и тем самым получить более высокую емкость насыщения ионита; увеличить время между перегрузками, а следовательно, и производительность разработанного аппарата.

Повысить производительность и эффективность дренирования раствора, увеличить полезный объем удалось в следующей колонне [90].

В период пуска исходный раствор через патрубок 4 (рис. 32) поступает в обтекатель 3, затем через патрубок 5 и камеру 2 — в корпус 1. При этом патрубок 12 закрыт, и происходит поднятие слоя ионита восходящим потоком раствора. Ионит свободно проходит ячейки решетки 6 и прижимает слой 11 волокнистого или эластичного материала к верхней решетке 7. Сжатый слой волокнистого или эластичного материала удерживает мелкие фракции анионита и дренирует раствор, выходящий через патрубок 10. Стержни 8 направляют сжатый волокнистый или эластичный материал строго параллельно решетке, т.е. они фиксируют слой 11 в направлении прохождения раствора через него. Так как стержни 8 не пронизывают насквозь волокнистый материал, то исключается возможность каналообразования в слое буферного материала и избегаются потери ионита.

Процесс прижатия волокнистого или эластичного материала происходит в течение 0,5–1 мин по мере возрастания потока раствора. За это время вымываются мельчайшие частички (менее 0,05 мм) твердого из слоя буферного материала, т.е. осуществляется процесс самоочистения дренажа.

Загружается и выгружается анионит путем открытия патрубка 12 и верхнего клапана загрузочного бункера 9, при этом раствор из обтекателя 3 эжетирует ионит из колонны, что резко сокращает продолжительность цикла перегрузки анионита.

Повысить производительность колонны, стабилизировать соотношение раствора и ионита в загрузочной смеси можно следующим образом [91]. Для этого колонну снабжают разделителем раствора и ионита, представленным в виде усеченного конуса (конусность 1:15 — 1:20) со сборником раствора и штуцером подачи сжатого воздуха, установленном на приемном желобе под углом 5–12° к горизонтальной плоскости. При этом часть поверхности конуса выполнена в виде шпальтового сита с прорезами (рис. 33).

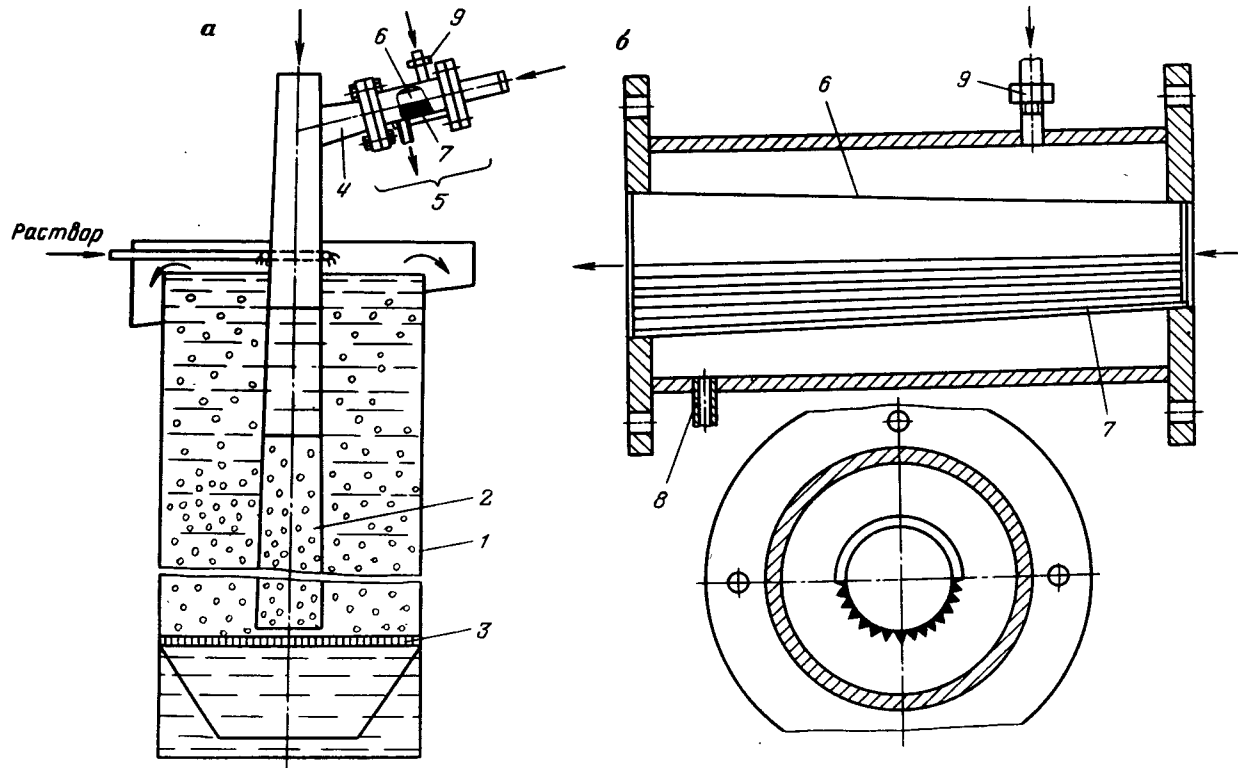


Рис. 33. Колонна для сорбционно-десорбционных процессов:

a - общий вид, *б* - конусообразный разделитель раствора и ионита. 1 - цилиндрический корпус; 2 - центральная конусообразная загрузочная труба; 3 - нижнее дренажное устройство; 4 - приемный желоб для ионита; 5 - конусообразный разделитель; 6 - конус; 7 - шпальцевое сито; 8 - растворосборник; 9 - штуцер подачи сжатого воздуха

В промежутках между импульсами из буферной емкости по транспортирующему трубопроводу ионит с регенератором подается в разделитель 5, где проходит сквозь шпальтовое сито 7 с порезами, направленными по движению ионита, попадает в сборник 8 и далее через патрубок возвращается в буферную емкость. Ионит с усеченного конуса 6 под действием пневмогидравлических ударов смеси ссыпается в приемный желоб 4 и далее — в центральную загрузочную трубу 2. После загрузки трубы до установленного уровня производится пневмоимпульс, принудительно выгружающий ионит из корпуса 1. Поддавливание ионита в центральной загрузочной трубе производят сжатым воздухом, который подается через штуцер 9 конусообразного разделителя. При этом происходит очистка шпальтового сита, что предотвращает его забивание мелкими частицами ионита и механическими примесями.

Технологический раствор для сорбции-десорбции подается на зеркало колонны и, фильтруясь через слой ионита и дренажное устройство, выводится из нее. Так же выводится и раствор, транспортирующий ионит.

В такой колонне объем раствора, транспортирующий ионит, резко снижается (соотношение объемов раствора и ионита в смеси на сходе конусообразного разделителя уменьшается с 1:1 до 0,2:1), тем самым уменьшается балластная нагрузка (на операции десорбции, например, — на 20–30%) и обеспечивается практически постоянное соотношение ионита и раствора в загрузочной смеси.

Возможно также увеличение объемной производительности процесса извлечения металлов (А.с. 1332593 СССР, 1985 г.). Для этого раствор после прохождения нижнего слоя ионита перед подачей на доизвлечение смешивают с обедненным раствором. Это позволяет с высокой эффективностью перерабатывать растворы с повышенным содержанием металлов, увеличивать извлечение из раствора и повышать емкость насыщения ионита.

На доизвлечение выводят 0,2–0,5 частей потока раствора. Нижний предел объема потока раствора (0,2 части), подаваемого на доизвлечение, обусловлен тем, что при меньшем отборе увеличивается концентрация металла в обедненном растворе, а это приводит к необходимости снижения скорости его фильтрации на сорбции в противотоочно движущемся слое ионита, что уменьшает производительность ионообменного оборудования, увеличивает объем аппаратуры и капитальные вложения. Верхний предел выводимого на доизвлечение потока (0,5 части) выбран исходя из того, что его дальнейшее увеличение вызывает снижение эффективности извлечения металлов из-за радиальной фильтрации

через дискретно опускающийся слой ионита, а следовательно, — увеличение концентрации металла в растворе после доизвлечения.

На доизвлечение раствор выводят после прохождения 0,3–0,7 части противоточно движущегося слоя ионита первой ступени. Уменьшение объема слоя, через который проходит весь поток раствора, ниже 0,3 части ведет к резкому увеличению концентрации металла в растворе, направляемом на доизвлечение, снижает степень извлечения и все экономические показатели процесса. При поддержании технологических показателей на приемлемом уровне резко снижается скорость фильтрации раствора через противоточно движущийся слой ионита, что уменьшает производительность оборудования, увеличивает его объем и загрузку дорогостоящего ионита. Выбор верхнего предела (0,7 части) противоточно движущегося слоя ионита, через которую проходит весь поток раствора, связан с тем, что при большей величине этого показателя увеличивается концентрация металла в обедненном растворе, уменьшается скорость фильтрации раствора и производительность ионообменного оборудования.

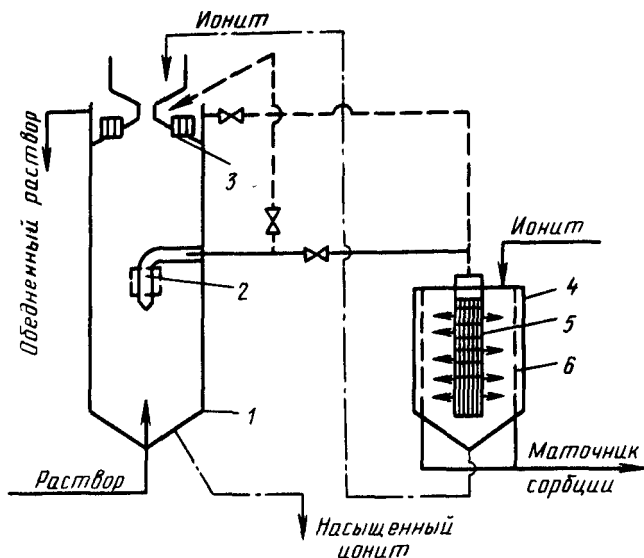


Рис. 34. Устройство для сорбционного извлечения металлов из растворов: 1, 4 — аппараты; 2, 3, 6 — дренажные устройства; 5 — фильтрующий элемент

Раствор металла поступает в аппарат 1 (рис. 34). Часть раствора (0,2–0,5 части потока) выводится через дренажное устрой-

ство 2, а остальной раствор после прохождения всего слоя в аппарате 1 — через дренаж 3. С дренажа 2 раствор поступает на доизвлечение металла в аппарат 4 через фильтрующий элемент 5. Раствор фильтруется радиально и выводится через дренаж 6; получаются маточники сорбции со сбросным содержанием металла. Раствор с дренажа 2 может объединяться с обедненным раствором над дренажем 3 и оттуда совместно поступать на доизвлечение в аппарат 4. Ионит из аппарата 4 выводится на регенерацию или донасыщение в аппарат 1.

Доизвлечение металла на второй ступени посредством его радиальной фильтрации через дискретно опускающийся слой ионита позволяет повысить емкость насыщения последнего, снизить расход химических реагентов, уменьшить концентрацию металла в растворе после сорбции, увеличить скорость фильтрации раствора через противоточно движущийся слой ионита, повысить производительность ионообменного оборудования и увеличить выпуск готовой продукции, приходящийся на 1 м² производственных площадей.

Для интенсификации процесса массообмена за счет максимального использования газообразных продуктов реакции с одновременным пеногашением и повышением надежности был разработан следующий аппарат [98].

Через патрубок 17 ввода пульпы (рис. 35) корпус 1 аппарата заполняется выщелачиваемой пульпой до уровня, определяемого положением патрубка 14 вывода пульпы. Одновременно через патрубки 4 и 16 вводятся воздух и азотная кислота. Через патрубок 15 вертикальным циркуляционным насосом 12 пульпа подается на диспергатор 5. Распыленная диспергатором 5 пульпа контактирует в противотоке с отходящими нитрозными газами. Окисленная этими газами пульпа попадает на зеркало, а затем процесс повторяется. Таким образом, в аппарате достигается непрерывность циркуляции пульпы и выщелачивания материала. Количество подаваемой на выщелачивание пульпы, как и число циклов, определяется технологическим регламентом.

Данный аппарат может работать в каскаде с другими аппаратами, для чего предусмотрены патрубок 14 вывода пульпы и патрубок 6 ввода газовой фазы из последующего аппарата, где производится отдувка оксидов азота. В результате взаимодействия азотной кислоты с рудными минералами (в присутствии кислорода воздуха, диспергируемого в пульпу в нижней части аппарата), происходит их разложение. Выделившиеся при этом нитрозные газы удаляются из верхней части аппарата через коаксиально установленные по его центру внутреннюю 10 и внешнюю 9 обечайки. Такое конструктивное исполнение в сочетании

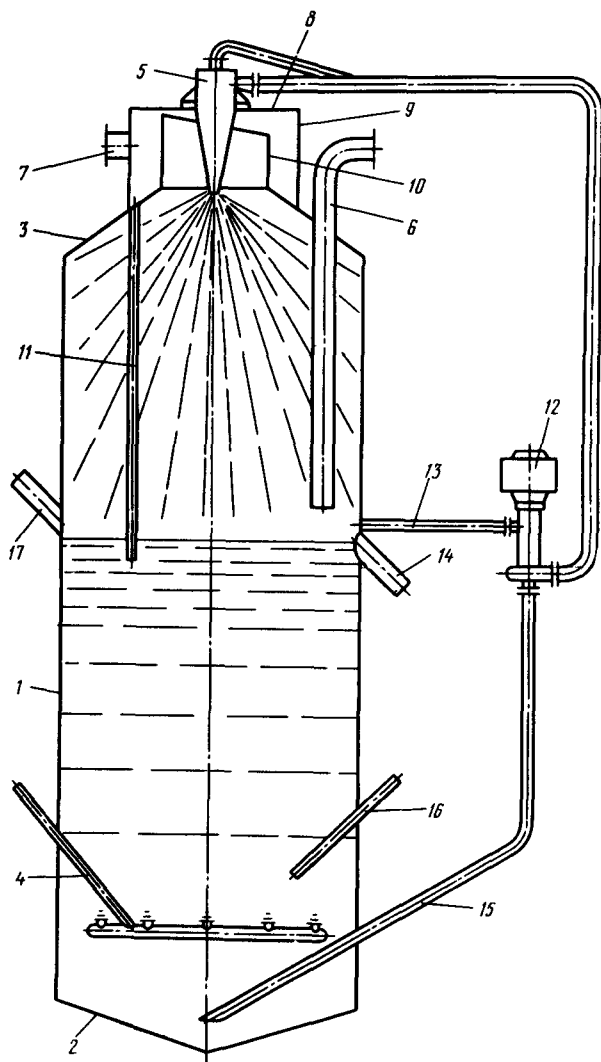


Рис. 35 Аппарат для выщелачивания руд и концентратов:

1 - корпус; 2 - конусное днище; 3 - конусная крышка; 4, 6, 7, 11, 14-17 - патрубки: 4 - подачи воздуха, 6-7 - ввода (6) и вывода (7) газообразной фазы, 11 - гидрозатвора, 14 - вывода пульпы, 15 - забора пульпы, 16 - ввода химреагентов, 17 - ввода пульпы; 5 - диспергатор жидкой фазы; 8 - крышка; 9-10 - внешняя и внутренняя обечайки; 12 - вертикальный циркуляционный насос; 13 - переливной трубопровод

с конусной крышкой 3 обеспечивает равномерное перемещение газовой фазы с выводом ее по центру аппарата. На крышке 8 соосно внутренней 10 и внешней 9 обечайкам и корпусу 1 аппарата смонтирован диспергатор 5 жидкой фазы, выходное отверстие которого расположено ниже плоскости пересечения внутренней обечайки 10 и конусной крышки 3. Такая установка позволяет получить равномерный факел распыления, что улучшает процесс контакта с газовой фазой. Равномерное орошение препятствует пенообразованию на поверхности пульпы в аппарате.

Когда выходное отверстие диспергатора находится выше плоскости пересечения внутренней обечайки 10 и крышки 3, снижается степень вскрытия сырья и ухудшается массообмен. Это объясняется тем, что

а) поток диспергируемой пульпы "налипает" на стенки внутренней обечайки 10, в результате чего резко уменьшается поверхность контакта;

б) происходит вынос из аппарата пенного продукта, содержащего выщелачиваемое сырье.

Площадь сечения внутренней обечайки 10 составляет 20–30% площади сечения корпуса 1 аппарата, поэтому в результате увеличения линейных скоростей газа имеет место брызгоунос в виде мелких капель. Поток газа, ударившись о крышку 8, изменяет направление и скорость, при этом происходит отделение газа от пульпы. Выделенная из газовой фазы пульпа выводится из пространства между обечайками 9, 10 и патрубком 11.

Для исключения возможности попадания пульпы в газоотводящий патрубок 7 и достижения равномерности выхода газовой фазы из корпуса 1 аппарата внутренняя обечайка 10 выполнена с изменяющейся высотой, убывающей в сторону, противоположную патрубку, т.е. сечение для выхода газов увеличивается и соответственно уменьшается гидравлическое сопротивление. Тем самым обеспечивается одинаковое гидравлическое сопротивление при выходе из внутренней обечайки 10 в направлении к газоотводящему патрубку 7. Проведенные испытания и замеры с помощью пьезометрической трубки и дифманометра показали, что оптимальный угол наклона, при котором газы равномерно истекают из внутренней обечайки 10, составляют от 12 до 15°.

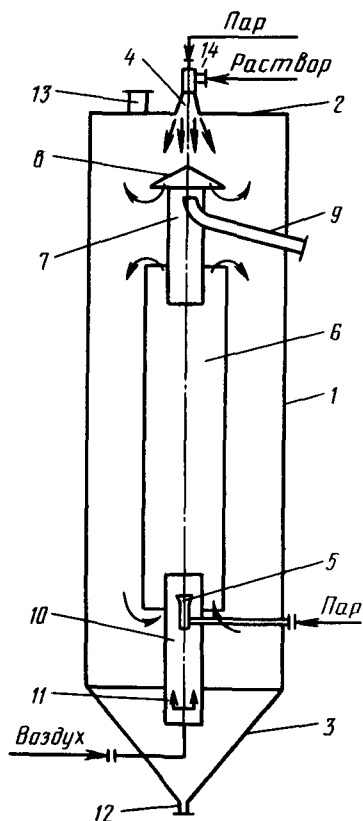
Таким образом, за счет создания условий для равномерного и противоточного движения нитрозных газов и диспергированной пульпы и получения развитой поверхности контакта фаз процесс массообмена интенсифицируется.

Забор пульпы для подачи ее на диспергатор жидкой фазы осуществляется патрубком 15, введенным внутрь корпуса 1 аппарата под углом от 30 до 60°. Приемное отверстие патрубка 15

расположено по центру под конусным днищем 2. Такое расположение исключает возможность его запыления при остановке насоса. Патрубок 14 вывода выщелоченной пульпы закреплен между переливным трубопроводом 13 и рабочим колесом насоса 12. Последнее заполнено пульпой, так как находится ниже уровня пульпы в корпусе 1 аппарата. Подшипниковый узел насоса 12 расположен выше переливного трубопровода 13. Такая установка патрубка 14 вывода пульпы обеспечивает надежную работу подшипникового узла и постоянную готовность к работе насоса 12.

Внедрение аппаратов разработанной конструкции позволит значительно интенсифицировать процесс массообмена, снизить эксплуатационные затраты и сократить расход химреагентов.

В настоящее время создан и используется на ГМЗ ПО "Южполиметалл" аппарат, предназначенный для непрерывного получения кристаллического продукта при извлечении и концентрировании металлов из растворов кучного и подземного выщелачивания (А.с.1319365 СССР 1985 г.).



Принцип работы аппарата (рис. 36) основан на термическом разложении карбонатных солей металлов с отдувкой газовой фазы и получением хорошо фильтруемого крупнокристаллического осадка за счет циркуляции раствора в аппарате.

Исходный раствор поступает в корпус 1 через патрубок 14, присоединенный к паровозектору 4, где раствор нагревается и распыляется в верхней части аппарата.

Рис. 36. Аппарат для выделения металлов из растворов:

1 - корпус; 2 - крышка; 3 - конусное днище; 4 - паровой эжектор; 5 - труба подвода пара; 6, 7, 10 - соответственно центральная, верхняя и нижняя обечайки; 8 - конусный козырек-отбойник; 9, 12, 13 - патрубки вывода; 9 - маточных растворов, 12 - кристаллов, 13 - газовой фазы; 11 - диспергатор сжатого воздуха; 14 - патрубок подачи исходного раствора

За счет образования в парожекторе газовой фазы (аммиак и углекислый газ) происходит весьма тонкое распыление раствора, что обеспечивает уже на первой стадии подогрева выделение и отвод газообразных продуктов – до 65–70% общего объема (по стехиометрии). На конусном козырьке-отбойнике 8 происходит дополнительное дробление капель раствора, что также способствует лучшему отделению газовой фазы. После этого частично обезгаженный перенасыщенный раствор попадает на зеркало. Уровень раствора в аппарате поддерживается с помощью патрубка 9 вывода маточных растворов, закрепленного на верхней обечайке 7 на расстоянии 2,5–3,0 ее диаметра от верхней кромки и имеющего наклон в сторону вывода раствора. Такое конструктивное исполнение позволяет обеспечить отделение газов и исключить их попадание в маточники осаждения. По мере перемещения раствора в кольцевом пространстве между корпусом и центральной обечайкой 6 во всем объеме идет процесс массовой кристаллизации.

Мелкие, ранее образовавшиеся кристаллы служат затравкой для появления новых зародышей. Более крупные кристаллы собираются в конусном днище 3 и дискретно или непрерывно выводятся через патрубок 12.

Установка трубы 5 в нижней обечайке 10 позволяет использовать энергию пара для увеличения скорости циркуляции раствора и, кроме того, обеспечивает интенсивный локальный перегрев раствора. При этом происходит более глубокое термическое разложение карбонатных солей, и из перенасыщенного раствора выделяются мелкокристаллические гидратные комплексы металла. Для отдувки образовавшихся аммиака и углекислого газа и создания интенсивной замкнутой циркуляции раствора в обечайку 10 подается сжатый воздух.

Газожидкостная смесь устремляется вверх и инжектирует пульпу с мелкими кристаллами из кольцевого пространства между нижней и центральной обечайками. Для обеспечения инъекции часть нижней обечайки 10 размещена в центральной обечайке. Высота этой части равна 0,5–1,0 диаметра D центральной обечайки. При этом образуется своего рода эжектор, где нижняя обечайка служит активным соплом, а центральная – диффузором. При высоте перекрытия меньше 0,5 D устанавливается недостаточный коэффициент инъекции, а при высоте перекрытия больше 1,0 D резко возрастает гидравлическое сопротивление.

Верхняя обечайка также входит в центральную, но на высоту 0,2–0,5 D ; тем самым формируется гидрозатвор. При высоте меньше 0,2 D возможен “проскок” необработанного раствора, а перекрытие на высоту больше 0,5 D нецелесообразно.

Таким образом, через патрубок 9 выводится только тот объем раствора, который поступает в аппарат. Такое конструктивное исполнение позволяет изменить циркуляционную нагрузку в аппарате в широком диапазоне (1–60 циклов в 1 ч), изменяя расход воздуха, подаваемого на диспергацию.

Отношение диаметра центральной обечайки устройства циркуляции раствора к диаметрам верхней и нижней обечаек выбрано 1:(0,5–0,6). Это способствует улучшению инжекции и увеличению скорости циркуляции. Если отношение меньше 0,5, то ухудшается коэффициент инжекции, а если больше 0,6, то увеличивается гидравлическое сопротивление, а также уменьшается ско-

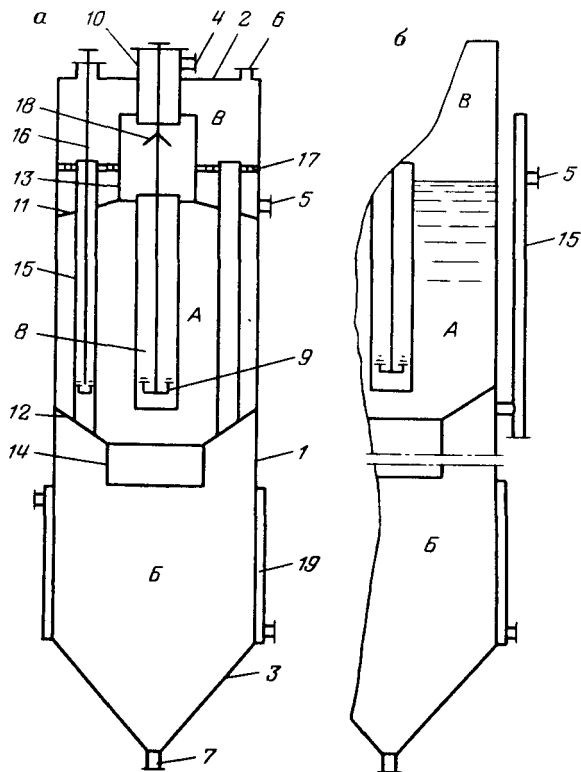


Рис 37 Аппарат для выделения металлов из растворов:

а – общий вид, *б* – вариант расположения патрубка вывода маточных растворов. 1 – корпус; 2 – крышка; 3 – конусное днище; 4 – патрубок ввода исходного раствора, 5–7 – патрубки вывода: 5 – маточного раствора, 6 – газовой фазы, 7 – кристаллов; 8, 10, 13, 14 – обечайки; 9 – объемный диспергатор; 11–12 – усеченные конусы; 15 – эрлифтные трубы; 16 – воздушные трубки; 17 – перфорированная пластинка; 18 – отбойник; 19 – холодильник; А, Б, В – камеры

рость циркуляции и, кроме того, появляется возможность выноса кристаллов с маточными растворами. Размер зоны, где происходит рост и укрупнение кристаллов, определяется высотой циркуляционного устройства, поэтому целесообразно процесс кристаллообразования вести в колонных аппаратах при отношении диаметра центральной обечайки к высоте аппарата 0,5–0,7.

С целью повышения эффективности процесса разделения, получения крупнокристаллического продукта и упрощения конструкции в ПО «Южполиметалл» была разработана следующая конструкция аппарата (А.с. 1236635 СССР, 1984 г.).

При работе раствор после аппаратов термического разложения карбонатов аммония с температурой 60–70° С поступает в корпус 1 (рис. 37) через тангенциально присоединенный к обечайке 10 патрубок 4. Закрученный в обечайке 10 раствор при выходе разбрызгивается. Кроме того, раствор дополнительно распределяется на коническом отбойнике 18. Такой ввод раствора позволяет выделить часть объема газообразных продуктов, которые затем выводятся из аппарата в вентиляцию через патрубок 6. Исходный раствор поступает в камеру кристаллизации, туда же подается разбавленная серная кислота. В результате химической реакции происходит разрушение карбонатного комплекса металла, и при последующей отдувке диоксида углерода образуются кристаллы. Отдувка осуществляется в обечайке 8, в которую подается воздух через диспергатор 9. Применение диспергаторов позволяет улучшить условия нейтрализации и отдувки.

Процесс кристаллизации идет во всей камере А. Образовавшиеся кристаллы опускаются в нижнюю часть этой камеры, затем увлекаются восходящим потоком раствора в обечайку 8 и поступают в верхнюю часть камеры. Мелкие кристаллы, являясь затравкой, способствуют массовой кристаллизации. Под действием силы тяжести и нисходящего потока в камере А крупные кристаллы попадают в камеру Б отстоя, собираются в конусом днище 3 и выводятся через патрубок 7. Маточники осаждения по трубе 15 поступают в камеру В, где, изливаясь на перфорированную пластину, дробятся на мелкие струи, увеличивая границы раздела фаз «раствор – воздух» и общий коэффициент десорбции углекислого газа. Такое конструктивное решение позволяет на 40–50% удалить из раствора углекислый газ и значительно уменьшить расход серной кислоты на следующих аппаратах каскада осаждения.

Благодаря установке обечайки 8 с диспергаторами 9 в кристаллизационной камере обеспечивается интенсивное перемешивание раствора, при этом исключаются зоны пересыщения, увеличивается время пребывания мелких кристаллов, что способ-

ствует увеличению их размеров и улучшает фильтруемость осадка. Скорость восходящего потока раствора в кольцевом сечении между корпусом 1 и обечайкой 14 недостаточна для того, чтобы поднять кристаллы к трубе 15, тем самым исключается возможность выноса кристаллов с маточниками осаждения.

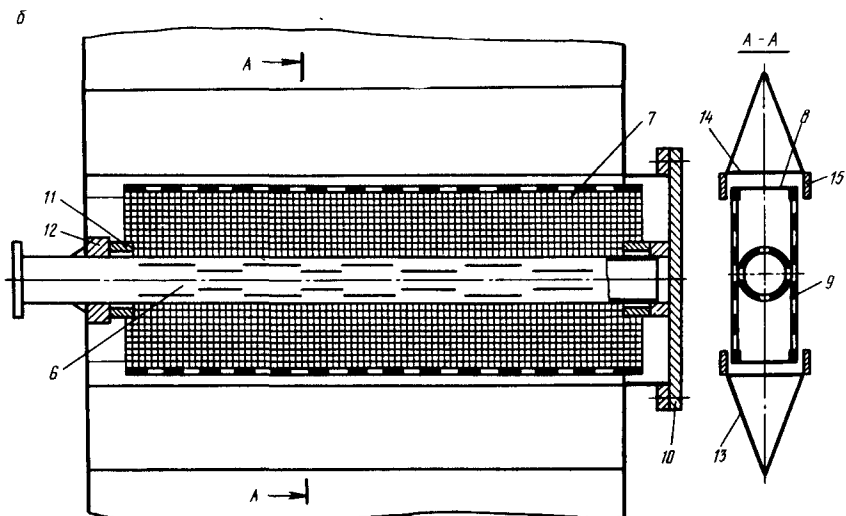
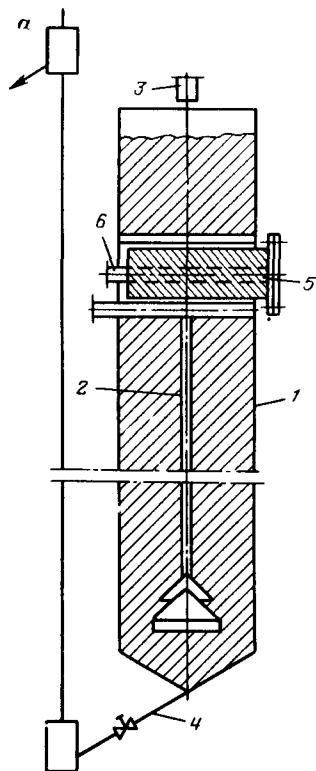
Разделение аппарата перегородками позволяет более эффективно использовать его объем, т.е. в одном аппарате проводить процессы нейтрализации, отдувки, укрупнения кристаллов и их осаждения.

При использовании аппарата для получения крупного кристаллического осадка из слабокарбонатных растворов целесообразно для упрощения конструкции монтировать одну перегородку, а вывод маточников производить по трубе, расположенной вне аппарата. Повышение скорости роста кристаллов в камере отстоя, снижение содержания металлов в маточниках осаждения обеспечивается охлаждением раствора. Для этого исходный товарный регенерат, температура которого составляет 18–25° С, подают в рубашку холодильника 19. Нагретый до 38° С товарный регенерат поступает на аппараты термического разложения карбонатов аммония, а затем в камеру кристаллизации через патрубок 4. Такое исполнение позволяет утилизировать часть тепла, необходимого для термического разложения карбонатных комплексов металлов, а следовательно, повысить эффективность процесса.

В концерне «Южполиметалл» разработана колонна повышенной надежности, достигаемой за счет уменьшения динамических нагрузок на дренажное устройство и снижения потерь ионита [97].

Работа такой колонны осуществляется в два цикла: фильтрация технологического раствора через слой ионообменной смолы; выгрузка и загрузка ионита в колонну. Раствор подается трубой 2 (рис. 38) в нижнюю часть колонны, где расположен распределитель потока. Обрабатываемый раствор после контакта с ионообменной смолой в колонне отделяется на дренажном устройстве 5 и выводится через перфорированную трубу 6. Продолжительность цикла фильтрации определяется технологическим регламентом, и по окончании его производится цикл перегрузки ионообменной смолы. Обработанный ионит выводится из колонны через патрубок 4, при этом происходит равномерное опускание всего слоя ионита. Одновременно через патрубок 3 в колонну подается новая партия ионита. Отделение транспортной влаги (с созданием плотного обезвоженного слоя смолы) осуществляется на верхнем дренажном устройстве. Обезвоженный слой смолы является своего рода «пробкой», препятствующей выносу смолы через верхний край колонны.

Рис. 38 Ионообменная проточная колонна:
a — общий вид, *б* — дренажное устройство.
 1 — вертикальный корпус с дном; 2 — труба ввода раствора; 3—4 — патрубки ввода ионнообменной смолы (3) и вывода отработавшего ионита (4); 5 — дренажное устройство; 6 — горизонтальная перфорированная труба; 7 — кассета; 8 — каркас; 9 — перфорированная поверхность, 10 — фланец; 11 — втулка; 12 — шайба; 13 — обтекатель; 14 — основание обтекателя, 15 — боковая пластина



Перфорированная труба 6 одним концом закреплена на корпусе колонны и служит для вывода раствора и установки дренажной кассеты 7. Такое конструктивное исполнение позволяет вести монтаж и демонтаж кассеты 7. Кассета выполняется из легких материалов, например, из пластмассы или дерева, так как динамические нагрузки от перемещающегося столба ионита воспринимают обтекатели 13, прикрепленные к корпусу колонны. Это, безусловно, снижает гидравлическое сопротивление при движении слоя ионообменной смолы. Экспериментально установлено оптимальное расстояние между каркасом 8 дренажной кассеты и основанием 14 обтекателя 13. При расстоянии больше 0,7 толщины кассеты имеет место забивание этого пространства смолой, в результате чего кассету заклинивает и ее трудно затем снять. Расстояние менее 0,3 толщины кассеты трудно выдержать при изготовлении, так как конструкция сварная и имеет большие линейные размеры. К основанию 14 обтекателя 13 крепятся пластины 15, предотвращающие вращение кассеты вокруг своей оси.

Минимальный зазор между кассетой и пластинами, при котором обеспечивается удобство и легкость установки и съема кассеты, составляет 1,2–1,5 ее толщины. При большем зазоре кассета начнет колебаться, что может привести к ее разрушению. Для устранения этого недостатка необходимо устанавливать более мощную и тяжелую кассету, что также отражается на эффективности.

На ГМЗ ПО «Южполиметалл» были проведены полупромышленные гидравлические и технологические испытания такой колонны регенерации. Габариты колонны: высота 13,5 м; диаметр 0,5 м. Объем колонны 2,7 м³ был заполнен ионообменной смолой ВП-1Ап класса «А» (+0,63–1,6 мм). Дренажные устройства были установлены на расстоянии 2 и 4 м от верхнего края колонны. В процессе испытаний были проверены два типа плоских фильтрующих элементов:

а) расположенные параллельно движению раствора (на деревянный каркас закреплялись сетки);

б) расположенные перпендикулярно движению потока и в верхней части колонны.

Перегрузка колонны производилась 2 раза в час по 0,4 м³ смолы.

Результаты испытаний показали следующее:

время снижения фильтрационной способности дренажной кассеты, поверхность которой параллельна движению раствора, в 3–5 раз больше, чем для кассеты, фильтрующая поверхность которой перпендикулярна движению раствора;

унос смолы через кассеты в промышленной колонне в 2 раза выше, чем в разработанной;

увеличение размера ячейки сетки с 0,6х0,6 до 0,8х0,8 мм позволяет увеличить производительность колонны, при этом унос смолы через кассету в ранее применяемой колонне и в вышеописанной примерно одинаков

Использование для ионного обмена разработанной колонны позволяет реализовать преимущества фильтрации через зажатый слой в противоточном режиме. При этом полностью исключается продольное перемешивание, так как ионит перемещается в зону обработки плотным обезвоженным слоем. В колоннах данного типа возможно осуществление всех технологических процессов ионообменной технологии, а именно, сорбция, промывка, донасыщение, конверсия, перезарядка. Применение таких колонн позволяет уменьшить забивание фильтрующей поверхности зернами ионита, увеличить межремонтный цикл и производительность как кассет, так и всей колонны по раствору и иониту, снизить потери ионита, уменьшить динамические нагрузки на кассету, упростить монтаж и демонтаж кассет, обеспечить их быструю замену с улучшением условий труда обслуживающего персонала, улучшить гидродинамику в колонне и повысить эффективность технологического процесса.

Таким образом, разработанные в концерне «Южполиметалл» конструкции колонн и аппаратов позволяют интенсифицировать процесс переработки золотосодержащего сырья, увеличить производительность и надежность оборудования и уменьшить отрицательное влияние на окружающую среду.

4. УСЛОВИЯ И ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ КУЧНОГО И ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУДНЫХ И РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. СПЕЦИФИКА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ В РАЙОНАХ СЕВЕРА

На геотехнологию металлов (в том числе и золота) определяющее влияние оказывает температура окружающей среды. Не рассматривая возникающие технологические трудности выщелачивания, отметим, что отрицательная температура изменяет порядок и интенсивность растворения металлов, условия и скорость миграции металлоносных растворов. В этой связи при

выявлении условий и области применения геотехнологии золота необходимо изучить влияние отрицательных температур подробнее. Тем более, что в России многолетнемерзлые породы распространены свыше чем на 40% ее территории [74].

Температура вечной мерзлоты за редким исключением не опускается ниже -10°C при мощности криолитозоны до 1000 м. Температурный режим слоя мерзлых пород (глубина сезонного протаивания, мощность слоя колебания температуры и т.д.) в значительной степени определяется залесенностью местности, почвенным слоем, наличием мхов, снежным покровом и т.д.

В условиях Севера одним из факторов, интенсифицирующих процессы выщелачивания металлов, являются экзотермические реакции окисления сульфидов, при которых происходит разогрев горной массы. Так, руда, содержащая 1–2% сульфидов, может разогреться при окислении до 50°C . Этим воспользовалась фирма “Анаконда” [3], которая в процессе кучного выщелачивания меди в результате интенсивной аэрации добилась практически постоянной положительной температуры внутри штабеля в зимнее время.

В качестве пород и минералов саморазогревающегося слоя могут выступать сульфиды различных металлов, так как их окисление является экзотермической реакцией и при этом происходит значительное выделение тепла, приводящее к саморазогреву данного слоя и, при наличии воды и ее циркуляции, всего массива штабеля горных пород [21]. Ниже приведена теплота образования некоторых сульфидов и сульфатов (в Дж на 1 моль при 25°C):

ZnS	– 180;	ZnSO ₄	– 960;
CdS	– 142;	CdSO ₄	– 918;
PbS	– 84;	PbSO ₄	– 900;
CuS	– 42;	CuSO ₄	– 758;
Ag ₂ S	– 12;	Ag ₂ SO ₄	– 699.

Но этот опыт не пригоден в случае выщелачивания окисленных руд.

В северных районах экзотермические эффекты реакций окисления руд являются одной из причин образования в многолетней мерзлоте таликов. В процессе промерзания последних согласно закономерностям криогенного концентрирования происходит естественное разделение металлосодержащих растворов на относительно пресные воды (слабосоленые льды) и подмерзлотные высокоминерализованные растворы (крипаги). В неоднократно промерзавших и оттаивавших массивах отмечены сульфатные рассолы с минерализацией 150–200 г/л, содержавшие более 40 г/л

железа и до 1 г/л меди, мышьяка и цинка. Высокоминерализованные рассолы областей распространения многолетней мерзлоты являются богатой, легко извлекаемой жидкой рудой. Примером могут служить рассолы Тунгусского бассейна, содержащие редкие и цветные металлы. Таким образом, создавая искусственные талики через определенное время мы получаем источник легкоизвлекаемых водорастворимых солей.

Выщелачивание металлов из руд не ограничивается областью только положительных температур. Результаты экспериментов по выщелачиванию металлов при отрицательной температуре окружающей среды показали [30], что даже дистиллированная вода способна растворять пирит при -10°C с образованием кислого ($\text{pH}=3,5-4$) сульфатного ($10-30 \text{ мг/л SO}_4^{2-}$) раствора за счет окисления растворенным в воде кислородом. В данном случае важно не допустить замерзания переохлажденных геотехнологических растворов при их миграции, что в определенных ситуациях осуществить нетрудно, так как температура замерзания воды, например, адсорбированной на кремнекислом слое глинистых минералов, составляет -90°C [18]. К тому же количество незамерзающей воды существенно зависит от площади поверхности минеральных частиц и, следовательно, растет с увеличением дисперсности горных пород. Установлено также и то, что в тонкодисперсных ленточных глинах при температуре -4°C незамерзшая вода составляет до 34% массы сухой породы [5]. Внешнее давление также оказывает существенное влияние на объем незамерзшей воды. Так, рост давления с 200 до 1000 кПа увеличивает долю незамерзающей воды в 1,5 раза [65]

Перевод металлов в раствор при отрицательных температурах окружающей среды обеспечивается совместным воздействием на руду пленочных растворов и растворов криогенного концентрирования – чрезвычайно активных и обладающих низкой температурой замерзания. Дополнительным фактором, интенсифицирующим процесс выщелачивания в условиях мерзлоты, является морозобойное растрескивание породы, увеличивающее поверхности контактов.

При геотехнологии металлов в условиях Севера необходимо учитывать то, что подвижность элементов в области перигляциального литогенеза существенно иная, чем в других районах страны. Так, подвижность натрия, кальция, цинка, кобальта в зоне мерзлоты ниже, чем в теплом климате, зато резко возрастает подвижность висмута, олова, сурьмы, таллия, ртути, серебра, хрома, бериллия, вольфрама и золота [47]. Ряд геохимической подвижности элементов в порядке ее возрастания для условий мерзлоты будет следующим [102]: $\text{Ti} - \text{Ni} - \text{Be} - \text{V} - \text{Mo} - \text{Fe} -$

Mn – Cr – Pb – Co – Sn – Ba – Ca – Cu – (As, Ag) – Mg – Na – Zn – Sb. Это обстоятельство позволяет нам пересмотреть возможность и порядок селективного извлечения металлов.

Другой важный аспект геотехнологии в условиях Севера – миграция растворов – также имеет существенные отличия. При отрицательной температуре окружающей среды естественная миграция водорастворимых соединений происходит в форме пленочных вод, причем преимущественно снизу вверх, по вертикали. При этом для ориентированной (пленочной) воды главными движущими силами являются осмотические, а для свободной – капиллярные и гравитационные, градиент электрического поля или химического потенциала. При наличии перепада температур происходит термомперенос влаги в сторону низких температур. Движущими силами миграции жидкости в этом случае являются градиент поверхностного натяжения и градиент упругости, возникающие вследствие градиента температур. На миграцию влияют также и силы гравитации, напряжения в грунте при его замерзании, капиллярные силы и силы кристаллизации.

Вследствие гравитационной миграции через сцементированную льдом рудную массу концентрированный незамерзающий продуктивный раствор скапливается на водоупорном основании в нижней части штабеля, собирается в растворосборниках и направляется на дальнейшее извлечение металлов. Таким образом, в районах с суровым климатом выщелачивание металлов может осуществляться технологическими растворами, имеющими как положительную (подогретыми), так и отрицательную температуру (незамерзающие переохлажденные растворы). Если первые традиционны на практике (хотя и имеют более высокие затраты на подогревание, утепление трубопроводов и т.п.), то вторые в некоторых случаях более эффективны, так как не требуют затрат на поддержание в них положительных температур.

4.2. РЕАГЕНТЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА

Наиболее перспективным с высокими темпами роста является геотехнологическое направление добычи и переработки золото-содержащих руд и россыпей (рис. 39). Основным реагентом, применяющимся до настоящего времени в промышленном масштабе при кучном выщелачивании, является цианид натрия. Особенности цианидного выщелачивания и условия его применения для заводских условий описаны выше. Здесь необходимо остановиться на экологических аспектах технологии.

Основными токсикантами, образующимися при использовании цианида натрия в процессе кучного выщелачивания, являются:

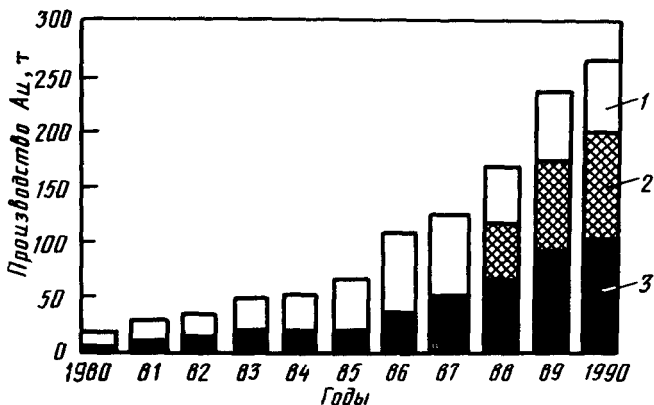
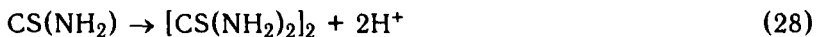


Рис 39 Производство золота в США разными способами
 1 – традиционным 2 – смешанным, 3 – с использованием кучного выщелачивания

простые растворимые цианиды – HCN, соли NaCN, KCN; простые нерастворимые цианиды, переводимые в растворимые под действием солнечной радиации и биологических процессов, – CuCN, Fe(CN)₂ и др., комплексные растворимые цианиды Cu и Zn, из которых наиболее устойчив [Cu(CN)₃]²⁻, комплексные растворимые неядовитые ферро- и феррицианиды – [Fe(CN)₆]⁴⁻, [Fe(CN)₆]³⁻, которые, разделяясь, образуют простые растворимые ядовитые цианиды, комплексные нерастворимые нетоксичные цианиды, например, Fe[Fe(CN)₆]³⁻ – берлинская лазурь

Нейтрализацию цианидов ведут с помощью хлорной извести, жидкого хлора, железного купороса, озона ПДК цианидов в водах 0,05 мг/л Жесткие условия безопасности ограничивают область применения цианидов заводами по переработке золото-содержащего сырья и надежно изолированными площадками КВ

В СНГ и за рубежом опробуют менее токсичные реагенты для выщелачивания золота На Тайване [23] и в Калифорнии [99] при кучном выщелачивании используют 0,5–2%-ные растворы тиокарбамида CS(NH₂)₂ в композиции с 1–3%-ной H₂SO₄ и 0,3–0,4%-ным Fe₂(SO₄)₃ Эффективными окислителями золота в растворах тиокарбамида являются пероксид водорода, озон, диоксид марганца В их присутствии образуется формамидин-сульфат, являющийся окислителем золота



ОВП системы +420 мВ

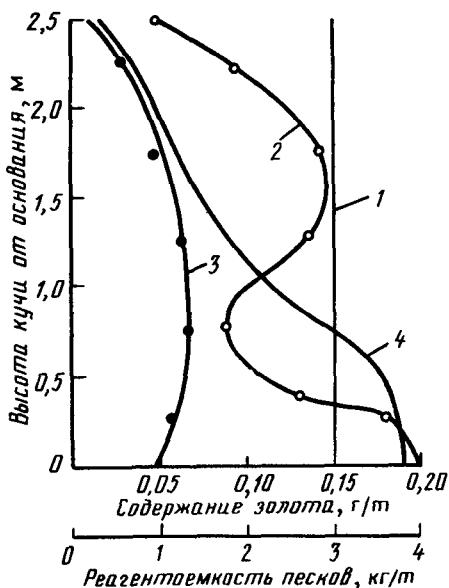


Рис. 40. Характер изменения содержания золота в песках и реангентности по высоте штабеля при кучном выщелачивании по тиокарбамидной схеме:

1 — содержание золота в исходной руде; 2-3 — содержание золота на 80-е и 180-е сут ведения процесса; 4 — изменение реангентности на 80-е сут

Фирма "СКВ Тростберг АГ" (ФРГ) предложила [6] использовать в качестве окислителя золота хлорное железо, а в качестве восстановителя — сернистый газ в смеси с воздухом. Интенсификация тиокарбамидного выщелачивания возможна за счет дополнительного введения в состав растворов

ионов меди [86], обработки руды серной кислотой с чередованием периодов орошения — выстаивания, добавок 10–30 г/л NaCl [76]. Укрупненные лабораторные и полевые эксперименты (проба 300 т, содержание золота в песках 0,14 г/т) по тиокарбамидной схеме выполнены в ИРГИредмете [54]. Закисление проводилось раствором H_2SO_4 в течение 3 мес до $pH=2$, затем в течение 180 сут с плотностью орошения 15–20 л/м²·сут подавался тиокарбамид.

Извлечение золота составило 62,6%. Установлена неоднородность расхода реагентов по времени и высоте штабеля (рис. 40).

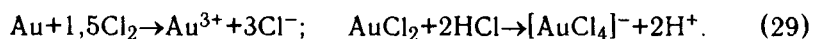
Проводятся эксперименты по растворению золота сульфосолями сернистой кислоты и ее натриевой солью, диотонитом и тиосульфатом натрия [101] с добавками сульфатов натрия и аммония [6]. При использовании горячих аммиачно-тиосульфатных растворов из хвостов гравитационного обогащения (Au 4,44 г/т, Ag 5,1 г/т) извлечено в раствор 90% Au и 97% Ag. Интересен опыт применения органических сульфидов с добавками хлорида двухвалентной меди для извлечения Au [100] с образованием устойчивых сольватов.

Имеются данные [53] об опробовании гуминовых кислот с добавками окислителей в качестве реагентов для выщелачивания золота и серебра. Причем растворителем золота являются гумусовые кислоты, выделенные из подзолистых почв путем щелочной экстракции и последующего фракционирования веществ, в

результате которого получают относительно малозольные препараты гумусовых кислот. При этом достигнут достаточно высокий (86%) уровень извлечения золота из кварц-каолиновой руды.

Перспективным направлением в гидрометаллургии является применение биохимических процессов извлечения Au и Ag [6,34,63], однако при реализации возникает ряд сложностей, связанных с необходимостью четкого соблюдения заданных условий по температуре, Eh, pH и давлению. Извлечение Au из биологически активных сред производится на углях и смолах [50].

Свойство золота окисляться в среде активного хлора и образовывать водорастворимые тетрахлоркомплексы было учтено еще И.Платнером и широко использовалось в технологии. Взаимодействие происходит по следующим реакциям [32]:



Аналогично хлору ведут себя по отношению к золоту бром и йод. Меньшая, чем у цианидов токсичность (ПДК по активному хлору в водах – 0,5 мг/л) позволила рекомендовать композиции, включающие Cl, для выщелачивания золота из руд по месту залегания. В частности, В.А.Стенгер [119] предлагает производить выщелачивание благородных металлов в недрах хлорированным водным рассолом. По мнению А.Сагамбаева [77], композиция из 0,01–0,05% HCl, 15–30% NaCl, 0,01–0,3% Cl позволит получить приемлемый уровень извлечения золота из сульфидных руд. Американскими учеными была опробована композиция для выщелачивания серебра гипохлоритом при pH=8–13 и получен 80–90%-й уровень извлечения. В ЦНИГРИ [86] при выщелачивании кварц-каолиновой руды смесями состава хлорид натрия – гипохлорит кальция, хлорид натрия – газообразный хлор – соляная кислота достигнуто извлечение золота в раствор на уровне 88–89%.

Композиция, составленная на основе сульфатно-хлоритных растворов с добавками NaCl, апробировалась ИРГИредмет совместно с ВНИПИпромтехнологии на окисленных рудах ряда месторождений Казахстана [26]. При этом из рудного материала крупностью 2–10 мм при содержаниях 0,5–2,5 г/т за время от 6 до 35 сут при Ж:Т=0,8–2,5 м³/т было извлечено от 65 до 98% золота. Однако данная композиция характеризовалась повышенными расходами серной кислоты (40–120 кг/т) и оксихлоридов (до 20–40 кг/т) и впоследствии была оптимизирована с получением приемлемых расходных показателей. Золото из хлорсодержащих растворов может извлекаться путем рафинирования методом диффузионного диализа с применением катионообменных мембран [23], сорбции на ионообменных углях и смолах АМ2Б.

4.3. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СПОСОБОВ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА

Выщелачивание – сложный гетерогенный процесс взаимодействия реагентов, находящихся в растворе с твердым веществом. Скорость выщелачивания зависит от состава реагентов и окислителей, их концентрации, порядка подачи, температуры, скорости обращения реагентов, площади поверхности реакции и ряда других факторов, причем она определяется не столько скоростью химических реакций на границе твердого и жидкого слоя, сколько скоростью диффузионных процессов [29]. Выделяют три основные технологические схемы выщелачивания металлов, отличающиеся совокупностью инженерных решений:

- кучное выщелачивание (КВ);
- шахтные системы выщелачивания;
- скважинная технология выщелачивания.

Кучное выщелачивание и выщелачивание металлов при помощи шахтных систем производится преимущественно на предварительно подготовленном (взрывами или дроблением) рудном материале. В ряде случаев может быть использована естественная проницаемость горного массива в зонах повышенной трещиноватости и плойчатости. Наиболее широко распространена в настоящее время технология кучного выщелачивания золота цианидными растворами. Выщелачиванию подвергают [112, 116, 120–122] преимущественно малосульфидные, золото-кварцевые, иногда скарнов руды крупностью от 9–20 мм (в ряде случаев забойной крупности) с содержанием золота от 0,5 до 2,5 г/т (табл. 17).

В СНГ проводятся лабораторные, опытные и опытно-промышленные работы по опробованию цианидной и бесцианидной технологий выщелачивания золота из руд. По цианидной схеме выщелачивания опробованы руды золото-кварцевого и золото-кварц-сульфидного типов, окисленные руды золото-сульфидной формации (табл. 18). Крупность рудного материала 5–10 мм, редко 25 мм. Достигнутый уровень извлечения золота 65–90%, серебра 35–60%.

Лабораторные эксперименты по выщелачиванию золота оксихлоридными реагентами [26] проводились в перколяционном и фильтрационном режимах на окисленных, золото-кварцевых и кварц-сульфидных рудах. Крупность рудного материала колебалась от первых миллиметров до 20 мм, содержания золота изменялись от 0,3 до 563 г/т (табл. 19). При этом за сравнительно небольшое время (от 12 до 36 сут) для разных проб извлечение золота в продуктивные растворы составило от 65 до 90%, что указывает на весьма высокую интенсивность его выщелачивания при данной композиции реагентов.

Т а б л и ц а 17

Показатели кучного выщелачивания на ряде рудников США

Рудник месторождение	Характерис- тика руд	Запасы руды млн т	Содержание в руде, г/т		Производи- тельность рудника, тыс т/год	Крупность руды, мм	Время выщелачи- вания, сут	Извлечение металла, %	
			Au	Ag				Au	Ag
Алигейтер	Окременный алевролит	3,7-4 5	2,4	-	680	-19,5	60	70	-
Ортиз	Кварцевая брекчия	-	0,50-1,80	-	680	-9,5, -16,0	70	85	-
Раунд Маунтин	Риолитовый туф	-	1,87	2,18	6350 т/сут	-12,5	48	67	30
Эурена	Доломит	-	0,96	-	200	50% -150	-	80	-
Гоулд	Известняк	-	1,23	-	970	-	-	54	-
Акрэ	Кремнистые сланцы	-	1,23	-	154	-	-	54	-
Эберле	-	-	2,5	125	30,8	-6	60	82	70
Тускарора	Окварцован- ные андезиты (отвалы)	0 5	0,68	54	90	15% +150	-	50	40
Булотрап	Окисленная руда в сланцах	10	0 96-2 16	-	200	-13	5 мес	55	-
Томбстаун	-	-	-	69	-	-12 7 (окомкова- ние)	-	-	-
Зортман	Вулканичес- кая порода	-	2 0-3 0	-	2600	Недробле- ная руда	3 года	70	30
Грабстейк	-	-	2 4-4 8	-	200 т/сут	-9 5 (окомкова- ние)	-	85	-

Продолжение табл. 17

Рудник, месторождение	Характеристика руд	Запасы руды, млн т	Содержание в руде, г/т		Производительность рудника, тыс.т/год	Крупность руды, мм	Время выщелачивания, сут	Извлечение металла,	
			Au	Ag				Au	Ag
Кортец	Известняк, кремнистый сланец (хвосты производства)	—	1,24—2,0	—	422	Недробленая руда	—	66	—
Канделария	Окремненные сланцы	14,0	0,5	108	1800	—12,5 (окомкование)	—	50	42
Смоуки-Велли	Карбонатизированные сланцы	—	0,24—2,13	—	200	40% до —30	55	74	—
Пинсон	Известняки и известковые породы	1,5	0,90	—	—	Недробленая руда	—	70—75	—
Пребл	Окварцованные сланцы	1,3	1,9	—	—	Дробленая и окомкованная руда	60	70—75	—
Хоумстейк	Кристаллические сланцы	—	—	—	1900	—	—	—	—
Карлин	Мергели, доломиты	—	1,2	—	10 тыс. т/мес	—	—	70	—
Трубстейк	—	—	2,42	—	200	—19 (окомкование)	30—40	70	—
Бореамес	Окварцованные вулканиты	23	2,8	—	400	—50	—	70	—

Ландер	Окисленная руда в сланцах	4,5	1,1	—	900	Недробленая руда	—	55	—
Круглая Гора	Окварцованные риолиты	5,5	1,9	2,0	1800	—13	—	67	30
Виндфолл	Окварцованные доломиты	1,0	1,2	—	200	Недробленая руда	—	80	—
Пегас	Окисленная руда	25,0	0,7	13,0	3600	То же	—	—	—
Кейп	Кварцевые жилы в аркозовых песчаниках	—	2,4	—	270	—13	30—60	65—70	—
Масбейт	Туфы, андезитовые порфириды	—	1,1	—	468	—12,7	—	60	—
Ди	—	1,8	0,86	—	450	—	—	55	—
Релиф Каньон	Известняковая брекчия и сланцы	—	1,55	—	1000	Дробленая руда	30—60	70	—
Саратога	Старые хвосты	—	1,4—3,5	—	—	31,7 (окомкование)	30	—	—
Саммитвиль	Окварцованные алуниты, глины	—	1,6	—	—	—	—	—	—
Ландаски	Окисленный лимонитовый агрегат	—	0,8—1,7	4,9—278,3	—	—	60	65	—
Гоулд-Филдз	Кварцевая брекчия с обломками андезитов	—	1,72	—	680	Окомкование	—	—	—

Показатели лабораторных, полупромышленных и опытно-промышленных испытаний цианидной технологии кучного выщелачивания, проведенных на ряде месторождений СНГ

Рудник, месторождение	Характеристика руд	Рекомендуемые показатели			Извлечение, %	
		производительность установки, тыс.т/год	крупность руды, мм	время выщелачивания, сут	Au	Ag
Куранахское	Песчано-глинистые породы с окварцованными обломками	500	-300	90	60	-
Белогородское	Кварц-серицитовые сланцы	300	-10	70	70	40
Токур	Метасоматические кварциты, кварцевые жилы	100	-5	70	70	-
Маднеульское	Вторичные кварциты	100	-10	70	70	-
Джилау	Пироксен-волластонитовые скарны	300	-5	20	70	-
Апрелевское	Выветрелые породы с кварцем и кальцитом	300	-5	20	66	35
Юрьевское	Кварц-карбонатные породы	200	-5	20	70	60
Кулинское	Кварц-сульфидные жилы	100	-10	20	70	35
Дыбыксинское	Гранодиорит-порфир	100	-5	20	65	-
Васильковское	Окисленные глинистые руды	-	-25 (окомкование)	25	85-90	-
- " -	Первичные (коренные) руды	-	-5	37	70	-
Степняк	Глинистые окисленные (хвосты обогатительной фабрики)	-	-1	16	55-71	-

Обобщение зарубежного опыта эксплуатации месторождений способом выщелачивания и данных опытно-промышленных работ в СНГ по опробованию цианидной технологии позволило типизировать основные факторы, определяющие пригодность золоторудных месторождений для применения КВ, и сформулировать

**Показатели лабораторных испытаний бесцианидной технологии
выщелачивания золота, проведенных на ряде месторождений СНГ**

Рудник, месторождение	Характеристика руд	Содержа- ние Au, г/т	Крупность руды, мм	Время выщела- чивания, сут	Извлече- ние, %
Суздальское	Окисленные, гли- нистые первично сульфидные	3,5	2-6	6-36	75-95
Джерек	То же	1,5-3,0	2-10	6-36	65-98
Миялы	- " -	3,0-5,3	2-16	12-24	85-91
Мукурская про- дуктивная зона	- " -	2,4	-20	36	89
Кепкен	Окисленные сульфидные	2,9	-5	24	94
Кокпатас	То же	1,5	5-10	15	83
Аксуек	Золото-кварцевые	2,4-4,3	-2	5	75-91
Когадыр	То же	1,5	-10	12-24	65-70
Эвенское	То же	10,1	5-10	14-19	73-82
Мурунтау	Золото-кварцевые малосульфидные	1,1	5-10	14	79
Весеннее	То же	3,4	3-40	17-22	60-75
Колымское	- " -	До 20	5-10	12-18	81-90
Восточное	Кварц-сульфид- ные и золото- сульфидно- кварцевые	0,3	-20	17	70
Джаксы-Талды	То же	0,6	-1	48	77
Сопка Рудная	- " -	До 25	5-10	12-19	75-80
Васильковское	Окисленные глинистые	2,4	-2	12	88
Алтынтау	Россыпное месторождение	0,3	0,3-2	12-24	82-91
Руч. Скрытый	То же	6,6	0,01-2	10-15	89-97
Руч. Валунный	- " -	3,2	0,005-0,05	7-12	86-95

ряд ограничений по вещественному составу руд [49,51,56] Наиболее благоприятными для выщелачивания являются руды месторождений, оруденение которых приурочено к прожилкам и трещинам, со свободным золотом, с открытой поверхностью и отсутствием вредных примесей.

Для цианидной технологии КВ вредными примесями считаются [49,51]:

сульфиды и другие соединения меди, сурьмы, железа, мышьяка, снижающие скорость растворения золота;

углистое и органическое вещество, способное сорбировать золото цианистые комплексы;

карбонаты, вызывающие при повышенных содержаниях преждевременное осаждение цианистых соединений золота;

глинистые и слюдяные минералы, обуславливающие слеживание руды.

Для оксихлоридной технологической схемы выщелачивания вредными примесями являются: следующие компоненты при их повышенных содержаниях:

свыше 10% пирита;

свыше 5% карбонатов кальция, железа и органического вещества, вызывающих увеличение расхода реагентов.

Требования к вещественному составу руд при применении шахтных систем выщелачивания аналогичны предъявляемым для технологии КВ. До настоящего времени с помощью шахтных систем ПВ ведут разработку урановых месторождений, а на золоторудных объектах они не опробовались. Это связано с высокой токсичностью основного промышленного реагента – цианида натрия. При его замене на менее токсичные реагенты возможно использование разработанных в редкометалльной промышленности шахтных и скважинных систем ПВ и подходов к выбору объектов. Условия наиболее эффективного применения шахтных систем подземного выщелачивания металлов сформулированы в ряде работ [48,57,61], а по отношению к золоторудным месторождениям – в обзоре В.Н. Мосинца [56]. Кроме перечисленных выше требований к вещественному составу руд при выборе месторождений для применения шахтных систем ПВ оцениваются характер распределения золота по классам крупности, содержание золота в руде, соотношение балансовых и забалансовых запасов и минерализации вмещающих пород, состояние горных работ на месторождении и географо-экономическое положение строящегося предприятия.

Совокупность требований к редкометалльным месторождениям для поставки скважинных систем ПВ изложена как применительно к месторождениям урана и других металлов [48,61], так и к россыпям золота и зонам окисления [26]. При выборе месторождений золота в качестве объектов разработки с помощью скважинных систем ПВ учитываются: размер, форма, открытость поверхности частиц золота; содержание глинисто-алевролитовой фракции в рудных телах, карбонатов и других поглотителей реагентов; условия обводненности рудных тел; геокриологические условия; уровни, напоры, минерализация природных вод; условия водообмена; надежность и выдержанность постоянных и временных водоупоров; мощность проницаемой зоны рудовмещающего пласта и ряд других факторов.

Типизация основных природных факторов по условиям применения различных технологических схем выщелачивания

Природные факторы	Технология выщелачивания		
	КВ	ПВ в горных выработках	скважинная технология ПВ
Географо-экономические условия месторождения			
Климат	Теплый, умеренный	Теплый, умеренный, суровый	Теплый, умеренный; в суровом климате возрастают затраты на утепление технологического комплекса
Рельеф поверхности	Равнинный	Равнинный, смешанный, расчлененный	Равнинный, смешанный
Промышленная освоенность района	Промышленно освоенные районы		Промышленно освоенные и малоосвоенные районы
Состояние горных работ	Действующий или проектируемый карьер	Действующий, проектируемый или закрывающийся рудник	Совмещение с горными работами нежелательно
Горно-геологические условия месторождения			
Тип месторождения по состоянию горного массива	Руды скальные, коры выветривания скальных месторождений	Руды скальные	Коры выветривания скальных месторождений, россыпи
Морфологический тип и условия залегания рудных тел	Штокверки, минерализованные зоны, наклоннозалегавшие пласты	Штокверки, минерализованные зоны, крутопадающие жилы	Пологозалегавшие и крутопадающие залежи
Состояние горного массива	Зоны дробления, расланцевания, дисперсные среды (песчано-галечные отложения)	Зоны дробления, расланцевания	Зоны дробления, дисперсные среды (песчано-галечные, валунные отложения)
Морфология рудных тел:			
в плане	Сравнительно простая	Простая и сложная	Простая, сложная и весьма сложная
в разрезе	То же	То же	Сравнительно простая
Глубина залегания рудных тел, м	От 0 до 200	От 50–60 до 500	От 20–30 до 700–1200
Мощность рудных тел	Мощные – от 5–10 до 20–30 м и более	Мощные, средней мощности и мало-мощные	Мощные, средней мощности
Геокриологические характеристики	Вне зон многолетней мерзлоты (в их пределах требуются работы по оттайке массива)	Зоны многолетней мерзлоты (в зонах таликов – осложнение горнотехнических условий отработки)	Зоны таликов (в зонах многолетней мерзлоты требуются работы по оттайке массива)
Гидрогеологические условия			
Обводненность рудных тел	Водопритоки 200–500 м ³ /ч	Водопритоки 100–300 м ³ /ч	Подностью обводненные рудные тела

Природные факторы	Технология выщелачивания		
	КВ	ПВ в горных выработках	скважинная технология ПВ
Характер водоупоров	Подстилающий региональный		Верхний и нижний региональные, локальный
Минерализация вод	Пресные	Пресные, слабосоленые	Слабосоленые, минерализованные
Кoeffициенты фильтрации в массиве	Не играют существенной роли	0,5–5,0 м/сут и выше	0,5–20 м/сут
Температура вод, °С	От +4 до +50	От +4 до +40	От +4 до +80
Расстояния от источников питьевого водоснабжения, км	1–5	1–5	5–20 (меньшие обосновываются расчетом гидравлического взаимодействия между полигоном ПВ и водозабором)
Геотехнологические свойства руд			
Тип минерализации	Золото-кварцевый, убогосульфидный, окисленные руды		Золото-кварцевый, убогосульфидный, окисленные руды, россыпное золото
Содержание сульфидов, %	До 5	До 2	До 5–10
Степень окисленности руд	Окисленные		Окисленные и смешанные
Характер рудной минерализации	Прожилковый, вкрапленный		Прожилковый, вкрапленный, дисперсный (для россыпей)
Форма нахождения и крупность золота	Свободное (>50%) среднее и мелкое	Свободное (>70%) среднее и мелкое	Свободное (>50%) среднее и мелкое
Состояние поверхности частиц	Покрывается или частичное	Покрывается	Покрывается или частичное (кислоторастворимые оксиды железа, марганца, свинца)
Содержание глинисто-алевритовой фракции, %	5–15	3–5	До 20
Содержание примесей, %			
оксидов и сульфидов:			
меди	2–3	До 2	3–5
мышьяка	0,2–1	0,2–0,5	1–2
сурьмы	0,2–1	0,2–0,5	1–3
органического вещества	1–5	1–3	До 5–7
Распределение золота по классам крупности (коэффициент обогащения классов 25–50 мм)	1,2–2,0	1,8–2,0	1,2–2,0
Рядовое содержание золота в руде, г/т	0,3–2	1–3	0,3–1,5

На основе систематизации и анализа этих данных сформулированы основные требования по применимости различных технологий выщелачивания золота из коренных и россыпных месторождений (табл. 20) Приведенные в таблице количественные значения параметров являются ориентировочными и должны уточняться для каждого объекта с учетом результатов лабораторных и опытных работ и технико-экономической оценки проектируемого предприятия. Одновременно должны быть оценены экологические последствия того или иного технологического процесса и комплекс мероприятий по рекультивации недр, поверхности, вод и обеззараживанию отходов горного производства. Сопоставляя условия применения различных реагентов выщелачивания можно однозначно заявить, что использование цианидов в подземных горных выработках (шахтные и скважинные системы ПВ) в связи с их высокой токсичностью и жесткими ПДК в водах и атмосфере недопустимо и ограничивается площадками КВ. Для подземных условий пригодны только бесцианидные реагенты, в частности, оксихлориды и биологически активные растворы. С учетом совокупности природных факторов, определяющих применимость различных технологических схем выщелачивания, в сочетании с традиционными можно предложить предварительную геолого-промышленную группировку месторождений золота (табл. 21) При этом необходимо учесть, что конкретные объемы руд, перерабатываемых геотехнологическими способами, для каждого месторождения определяются технико-экономическими расчетами.

Т а б л и ц а 21

Геолого-промышленная группировка месторождений золота с учетом применимости технологических схем выщелачивания

Промышленный тип месторождений (см.табл 1)	Краткая характеристика горно-геологических условий	Предлагаемые варианты технологий добычи и переработки
1. Золото-кварц-сульфидные в крупных разрывных нарушениях	Жилы, приуроченные к тектоническим зонам, прожилково-вкрапленное золото-кварц-сульфидное оруденение; золото самородное или в виде теллуридов	Открытые и подземные горные работы, переработка богатых руд на заводе, КВ и ПВ в блоках беднотоварных и забалансовых руд
3. Золото-кварцевые, представленные седловидными залежами	Залежи седловидной и пластообразной формы, золото-кварцевое мало-сульфидное оруденение, золото самородное	Открытые горные работы, переработка богатых руд на заводе, КВ беднотоварных и забалансовых руд

Промышленный тип месторождений (см. табл. 1)	Краткая характеристика горно-геологических условий	Предлагаемые варианты технологий добычи и переработки
4. Золото-кварцевые и золото-кварц-сульфидные штокервовые	Рудные зоны в участках сближенных разрывов, оперяющих трещин; золото-кварцевое малосульфидное оруденение; золото мелкодисперсное	То же и КВ минерализованной горной массы
7. Пластообразные с тонкодисперсной золотой и золото-сульфидной минерализацией	Крутопадающие зоны в осадочном комплексе; золото субмикроскопическое, свободное; присутствуют органическое вещество, сульфиды	Открытые горные работы, переработка богатых руд на заводе, КВ беднотоварных и забалансовых руд
8. Зоны окисления сульфидных месторождений	Коры выветривания, каолинизированные, ожелезненные, необводненные; золото свободное или в ассоциации с окисленными сульфидами; необводненные, То же, но частично или полностью обводненные	То же
9. "Железные шляпы" серно-, медно-колчеданных и полиметаллических месторождений	Площадные зоны, трещины заполнения со свободным золотом, вторичными минералами серебра	Скважинная технология ПВ с предварительной подготовкой массива и гидравлическими запасами Открытые и подземные горные работы с переработкой части руды на заводе, ПВ в блоках, скважинная технология ПВ с предварительной подготовкой и заводнением рудных тел
11 Золотоносные метаморфизованные конгломераты	Пластовые, стратифицированные конгломераты и галечники со свободным золотом, серицитизированные — с ураном	Подземные горные работы, переработка товарных руд на заводе, КВ урана и золота по оксихлоридной схеме, скважинная технология ПВ по оксихлоридной схеме с предварительной подготовкой рудной зоны
10. Золотоносные россыпи (глубокозалегающие — более 20 м)	Песчано-валунно-галечные отложения; золото свободное	Скважинная технология ПВ по оксихлоридной схеме с предварительной подготовкой пласта в зоне вечномерзлых пород

4.4. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Предприятия, использующие геотехнологические способы добычи и переработки золотосодержащего сырья, отличаются от традиционных горных структурой производства. Это определяется различием в составе производственных процессов по обеспечению добычи и переработки. Их сопоставление (табл. 22) показывает, что при применении геотехнологических процессов по сравнению с традиционными количество операций и переделов сокращается. При этом процессы добычи и переработки руд приобретают новую, принципиально отличную от традиционной качественную характеристику и социальное значение в части затрат труда, орудий и средств производства. Различаются виды и количество операций и при применении различных геотехнологических способов. При подземном выщелачивании золота в горных выработках операции по проходке горно-капитальных, горно-подготовительных и нарезных выработок аналогичны таковым при традиционной горной технологии. Кроме того, в блоках

Т а б л и ц а 22

Сопоставление основных производственных процессов при добыче золота традиционными и геотехнологическими способами

Основные производственные процессы	Традиционные способы добычи			Геотехнологические способы		
	подземные горные работы	открытые горные работы		КВ	ПВ в горных выработках	скважинная технология ПВ
		карьеры	дражные полигоны			
1. Проходка стволов шахт и других горно-капитальных выработок	+	-	-	-	+	-
2. Проходка горноподготовительных и нарезных выработок	+	-	-	-	+	-
3. Вскрышные работы	-	+	+	-	+	-
4. Подготовка дражного полигона	-	-	+	-	-	-
5. Отбойка, буровзрывные работы, выемка руды, песков	+	+	+	-	+	-
6. Бурение и оборудование скважин	-	-	-	-	+	+
7. Погрузка и транспортировка руды, выдача на поверхность	+	+	+	-	+	-

Основные производственные процессы	Традиционные способы добычи			Геотехнологические способы		
	подземные горные работы	открытые горные работы		КВ	ПВ в горных выработках	скважинная технология ПВ
		карьеры	дражные полигоны			
8. Погашение выработанного пространства	+	+	+	-	+	-
9. Водоотлив	+	+	-	-	+	-
10. Вентиляция	+	+	-	-	+	-
11. Рекультивация недр	+	+	+	-	+	+
12. Строительство геотехнологического комплекса (перерабатывающего, транспортировочного и т.д.)	-	-	-	+	+	+
13. Оборудование площадок для кучного выщелачивания	-	-	-	+	-	-
14. Транспортировка руды от рудника до перерабатывающего завода, площадки	+	+	+	+	+	-
15. Транспортировка продуктивных и рабочих растворов	-	-	-	+	+	+
16. Рудоподготовка (дробление, окомкование и т.д.)	+	+	-	+	+	-
17. Измельчение руды, обогащение	+	+	+	-	-	-
18. Выщелачивание золота	+	+	+	+	+	+
19. Сорбция и десорбция	+	+	+	+	+	+
20. Экстракция и реакция	+	+	+	+	+	+
21. Аффинаж	+	+	+	+	+	+
22. Транспортировка и складирование хвостов, эфелей	+	+	+	+	-	-
23. Рекультивация хвостохранилищ, площадок кучного выщелачивания, поверхности	+	+	+	+	+	+

Примечание. При включении КВ в качестве основного способа добычи позиции 1-5 учитываются

подземного выщелачивания проводятся дополнительные работы по более мелкому дроблению рудного материала и проходке оросительных и сборных скважин. При скважинной технологии ПВ операции по проходке горных выработок заменяются буре

нием и оборудованием технологических скважин. Дальнейший состав операций по транспортировке и переработке растворов идентичен. В случае кучного выщелачивания руд, добываемых из карьеров и подземных горных выработок, оборудуются специальные гидроизолированные площадки и геотехнологический комплекс, основное отличие которого от применяемых при скважинном ПВ и ПВ из горных выработок состоит в наличии узла рудоподготовки (дроблении и агломерации).

5. КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

5.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Кучное выщелачивание золота используется в широких масштабах в практике горнодобывающих предприятий США, Канады, ЮАР, Австралии, КНР, Мексики и др. Только в США в настоящее время действует более 110 промышленных и опытно-промышленных установок КВ с производительностью от 0,1 до 3–5 млн т горной массы в год. Основным реагентом кучного выщелачивания золота являются цианиды, проводятся экспериментальные работы по опробованию технологии выщелачивания с тиосульфатом натрия, оксихлоридами, тиомочевинной. В связи с высокой ценностью продукции в отличии от других металлов – меди, молибдена, цинка, для которых применяются технологические схемы выщелачивания в отвалах, часто с весьма “облегченным” вариантом основания или практически без подготовленного основания, выщелачивание золота проводится преимущественно на специально оборудованных площадках. Это кроме всего связано и с большей токсичностью используемых для выщелачивания золота реагентов. Материалом для КВ служат беднотоварные, забалансовые руды и минерализованная масса вскрышных пород с содержаниями от 0,5–0,7 до 3–5 г/т. Крупность рудного материала, подготавливаемого для КВ, является функцией трех переменных факторов: технологических свойств руд, содержания и себестоимости. Основными элементами технологической цепочки предприятия КВ являются:

- узел рудоподготовки – дробления, агломерации, дешламации; специально оборудованная площадка КВ с системой орошения, сбора и приема раствора;
 - узел переработки продуктивных растворов;
 - узел нейтрализации и обезвреживания отходов производства.
- Соответственно выделяются элементы технологии:
- рудоподготовка;

выщелачивание;
 переработка продуктивных растворов;
 рекультивация промплощадок, жидких и твердых отходов.

Обобщенная технологическая схема КВ золота с использованием цианида натрия в качестве реагента показана на рис. 41. Она реализована на ряде горнодобывающих предприятий США и апробируется на опытно-промышленных площадках в Казахстане, Узбекистане и ряде регионов России.

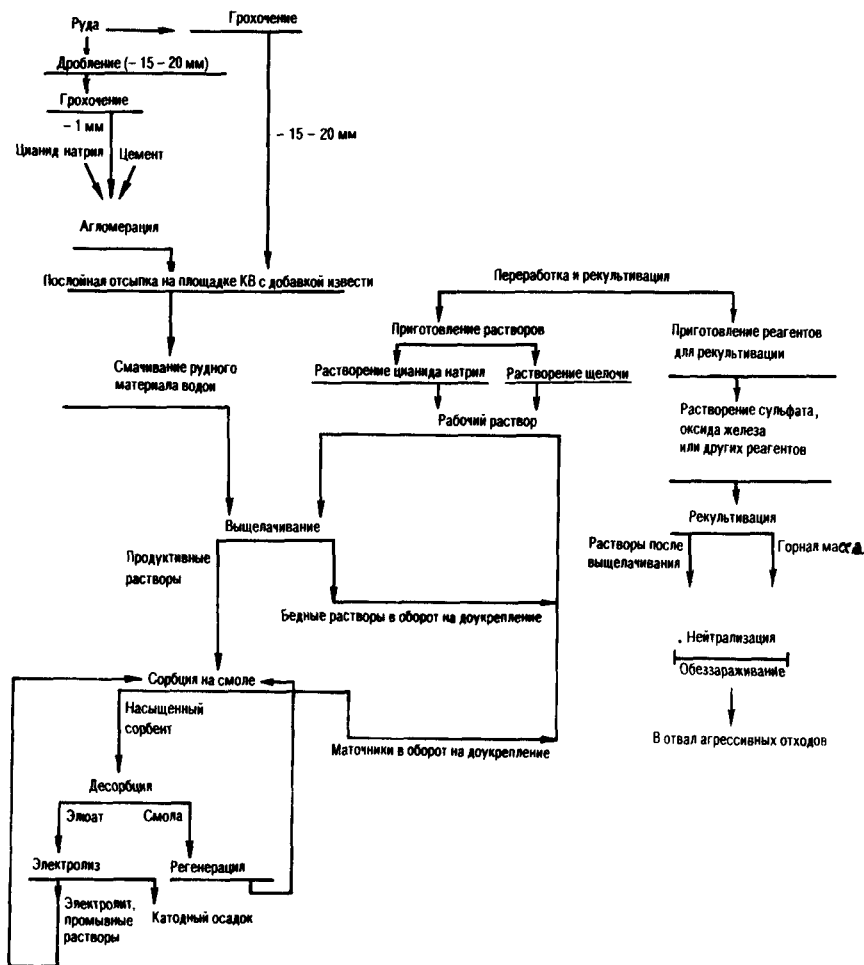


Рис. 41 Принципиальная технологическая схема кучного выщелачивания с применением цианидных реагентов

Проводятся экспериментальные работы по опытно-промышленному опробованию бесцианидной (оксихлоридной) схемы КВ (рис. 42) в Казахстане (на рудах пяти месторождений) и Узбекистане. Необходимо отметить некоторое усложнение проектируемой схемы бесцианидного выщелачивания в части переработки и вывода растворов из оборота, в свою очередь компенсируемое упрощением схемы рекультивации и возможностью использования дробленого материала после выщелачивания в строительной индустрии и других отраслях народного хозяйства. Возможности применения той или иной схемы для конкретных объектов должны определяться на основе технологических испытаний и технико-экономических сопоставлений вариантов.

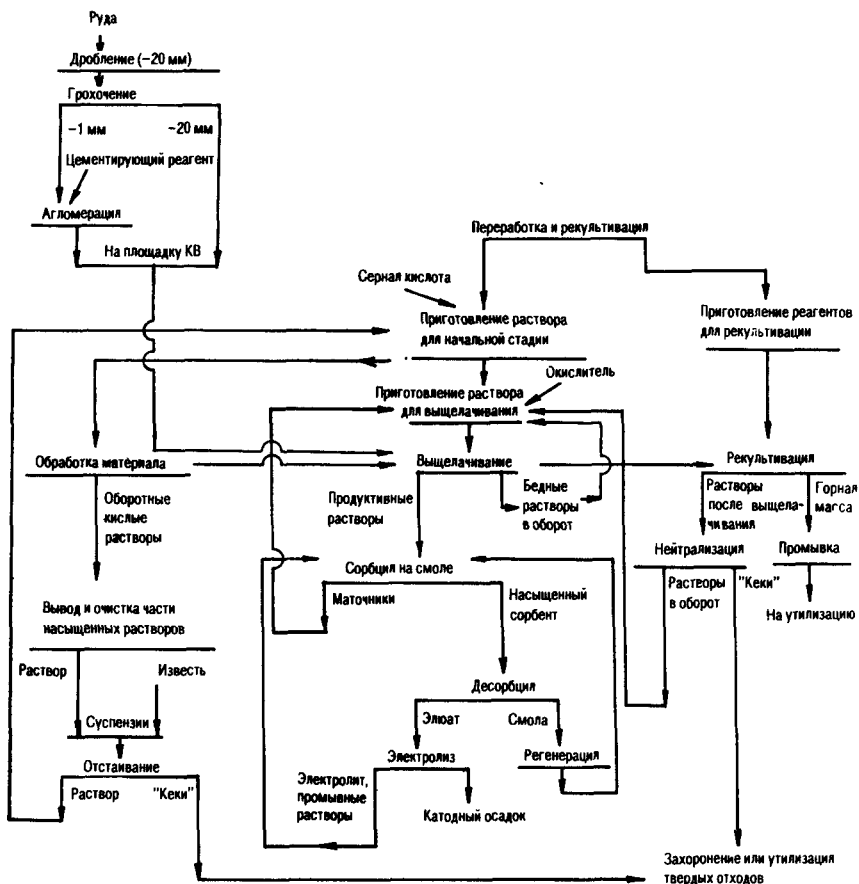


Рис. 42. Принципиальная технологическая схема бесцианидного кучного выщелачивания

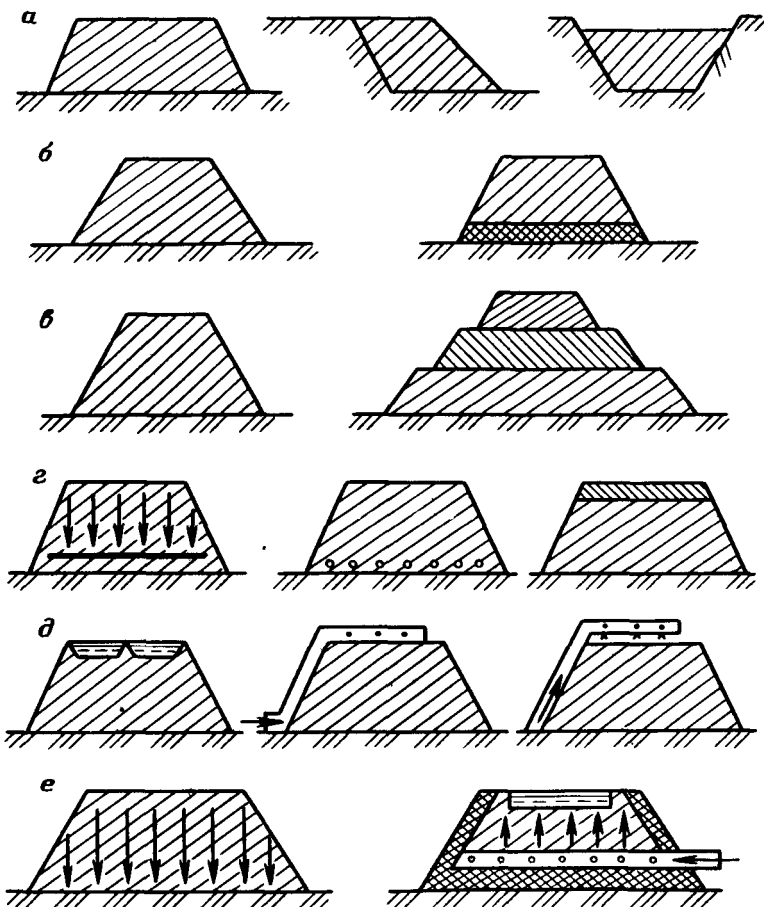


Рис. 43. Принципиальные схемы формирования массивов для кучного выщелачивания:

a – с использованием рельефа местности (на равнине, горном склоне и в выемке), *б* – с естественным и подготовленным основанием, *в* – одно- и многоразовые, *г* – с интенсификацией процесса (закладкой электродов, пневмобаллонов, формированием слоя минералов-интенсификаторов и т.п.), *д* – с орошением (с помощью прудковой системы, перфорированных труб, разбрызгивателей), *е* – с гравитационной и обусловленной действием гидравлического замка миграцией

Технико-экономические показатели предприятия КВ золота зависят при прочих равных условиях от следующих факторов:

- степени извлечения золота из руд;
- расхода реагентов на процесс;
- интенсивности выщелачивания.

Эти факторы в свою очередь связаны с рядом технологических параметров процесса:

крупностью рудного материала, подаваемого на площадку КВ;
высотой и порядком формирования штабеля;
способами интенсификации процесса КВ;

технологическими режимами подачи реагентов, применяемыми окислителями, а также геотехнологическими свойствами руд (см разд. 4 2).

Высота и конструкция штабеля КВ зависят от типа гидроизолирующего основания. Они могут быть разового и многократного использования (рис 43). При формировании штабелей на ряде предприятий предусматриваются системы интенсификации процесса КВ

Процессы переработки продуктивных растворов, полученных при выщелачивании золота, в основном аналогичны применяемому в заводском переделе. Поэтому здесь целесообразно остановиться на более детальном рассмотрении вопросов интенсификации процесса КВ, инженерного оборудования площадок, схемы организации процесса выщелачивания.

5.2. ИНЖЕНЕРНЫЕ РЕШЕНИЯ ПО СОЗДАНИЮ ПЛОЩАДОК КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Конструктивные особенности площадок КВ определяются рядом факторов, основными из которых являются:

годовой объем добычи руды;

крупность материала;

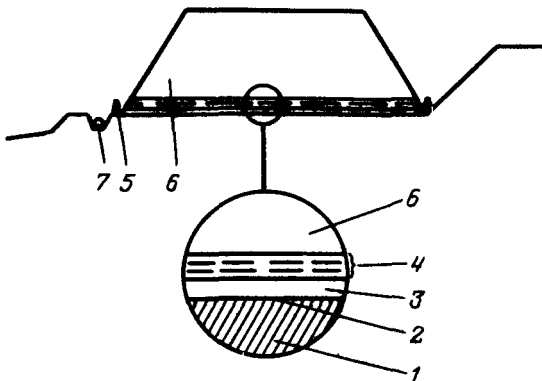
схема организации работ;

наличие и стоимость местных материалов для сооружения оснований;

состав оборудования, используемого для отсыпки рудного материала.

Рис 44. Типовое строение кучи:

1 - фундамент покрытия;
2 - пленка (40 мм); 3 - слой песка ($m=30,48$ см);
4 - предохранительное покрытие ($m=30,48$ см) с перфорированными трубами ($d=9,16$ см);
5 - берма ($h=60,96$ см); 6 - куча (штабель); 7 - дренажная траншея с трубой



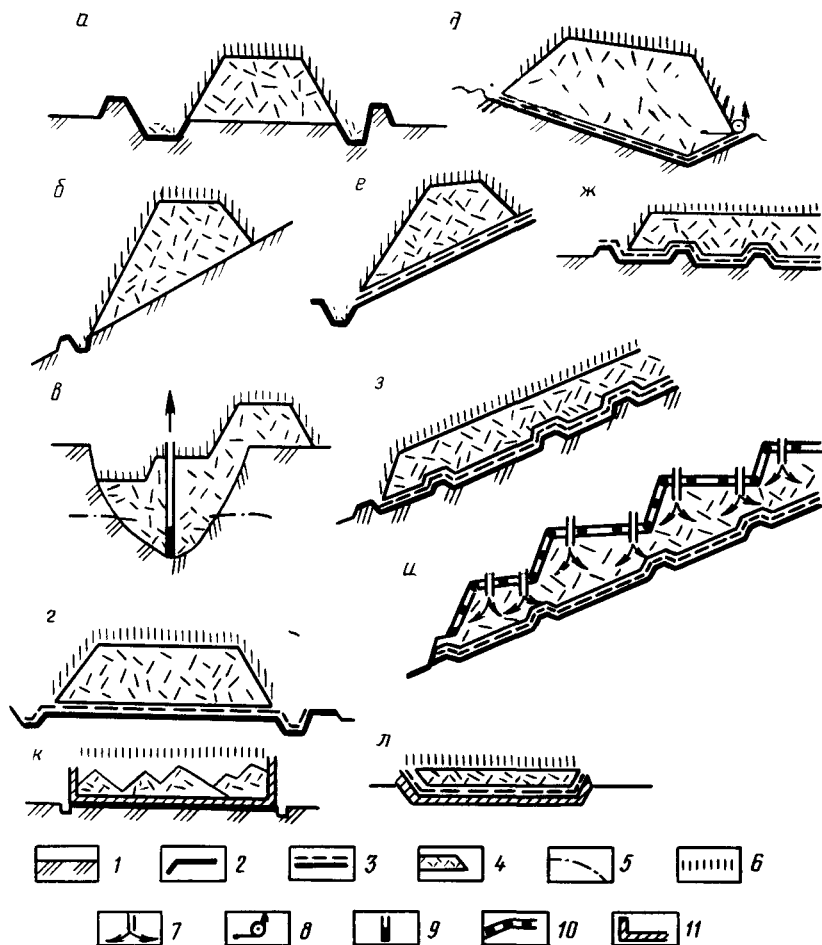


Рис 45. Принципиальные схемы вертикальных сечений окущенной и подготовленной к выщелачиванию горной массы:

a-в – отвалов, находящихся на горизонтальной (*a*), наклонной (*б*) поверхности и в отработанном карьере (*в*); *г-е* – штабелей, находящихся на горизонтальной поверхности с дренированием растворов в боковые (*г*) и подштабельные (*д*) выемки и расположенных на склоне (*е*); *ж-и* – сгруппированных штабелей, сооруженных на горизонтальной (*ж*) и наклонной (*з,и*) поверхностях без рекультивационного слоя почвы (*з*) и с ним (*и*); *к* – куч, отсыпанных в заливаемую попеременно реагентом или водой емкости; *л* – тонкого слоя после замеса с концентрированным раствором реагента. 1–поверхность земли; 2–гидроизоляционный слой; 3–дренажный слой; 4–перерабатываемая горная масса; 5–пъезометрический уровень подземных вод и рабочих растворов; 6–7 – оросительные устройства: 6–поверхностные, 7–скважинные, 8–насос; 9–откачные устройства; 10–рекультивационный слой; 11 – бетонное основание и стенки площадок многократного пользования

Гидронепроницаемое основание является одной из главных частей штабеля и предназначено для предотвращения потерь рабочих и продуктивных растворов и обеспечения мероприятий по охране окружающей среды от загрязнения. В настоящее время систематизированы типы площадок КВ и оснований, применяемых на зарубежных геотехнологических предприятиях (рис. 44,45). Основанием для площадок КВ служит слой гравия, дробленой руды, смеси глин и шламовой фракции хвостов ЗИФ, бентонитовых глин и других материалов. Площадка с целью обеспечения стока растворов планируется так, что ее основание наклонено в направлении сборников под углом 2–7°. Мощность слоя основания от 100–450 до 600 мм (компания “Галактик Ресурс”). На основание укладывается гидронепроницаемое покрытие:

асфальтовое, иногда двухслойное (фирма “Голд Филдс Майнин”) – два слоя асфальта (180 мм) с резиновой прокладкой посередине или один слой – гидравлический асфальт (51 мм); для многоразовых площадок;

глинистое (130–460 мм) на площадках разового использования;

пластиковое из сваренных полос кислотоустойчивых полимерных пленок (фирма “Джеотекстиль”).

Т а б л и ц а 23

Типы гидроизолирующих экранов, используемых в гидротехнических сооружениях

Тип экрана	Материал экрана (его мощность)	Расход на 1 м ² экрана	ГОСТ или ТУ
1. Глиняный	Глина (0,5 м)	0,5 м ³	ГОСТ 25795-83 ТУ 21-УзССР-76-82
2. Глиняный грунтовый:			
I тип	Глина Битум БН70/30	0,5 м ³ 1,5–2,0 кг	ГОСТ 25795-83 ГОСТ 6617-76
II тип	Глина Цемент строительный или тампонажный	0,55 м ³ 3–5 кг	ГОСТ 25795-83 ГОСТ 1581-85
III тип	Глина (0,5 м) Известь	0,55 м ³ 8–10 кг	ГОСТ 25795-83 ГОСТ 14050-78
3. Грунтовый:			
I тип	Битум БН70/30 Известь	2,0–2,5 кг	ГОСТ 6617-76 ГОСТ 14050-78
II тип	Битум БН70/30 Латекс СКД-1С	2,5–3,0 кг 0,2–0,3 кг	ГОСТ 6617-76 ГОСТ 11604-79
4. Асфальтобетонный:			
I тип	Битум БН70/30 Асфальт гидротехнический Песок	1,8–2,5 кг 0,1 м ³ 0,05–0,1 м ³	ГОСТ 6617-76

Тип экрана	Материал экрана (его мощность)	Расход на 1 м ² экрана	ГОСТ или ТУ
II тип	Битум БН70/30	1,6–2,0 кг	ГОСТ 6617-76 ГОСТ 14050-78
	Известь	0,2–0,8 кг	
	Асфальт	0,04–0,05 м ³	
	Песок (0,05 м)	0,05–0,1 м ³	
III тип	Песок (0,1–0,15 м)	0,1–0,15 м ³	ГОСТ 6617-76
	Бетон	0,08–0,15 м ³	
	Асфальт	0,04–0,05 м ³	
	Битум БН70/30	0,3–0,5 кг	
IV тип	Битум БН70/30	1,5–2,0 кг	ГОСТ 6617-76 ГОСТ 11604-79
	Латекс СКД-1С	0,2–0,4 кг	
	Асфальт	0,05–0,1 м ³	
5. Пленочный и листовой:			
I тип	Один слой полиэ- тиленовой пленки (0,3 мм и более)	1,0 м ²	ГОСТ 6617-76
	Битум БН70/30	1,0–1,5 кг	
	Песок (0,2 м)	0,2 м ³	
II тип	Один слой пленки (0,5 мм и более)	1,0 м ²	ГОСТ 6617-76
	Песок (0,3 м)	0,3 м ³	
	Глина (0,5 м)	0,5 м ³	
III тип	Один слой пленки (0,5 мм и более)	1,0 м ²	ГОСТ 25795-83
	Рубероид	2,0 м ²	
	Песок (0,3 м)	0,3 м ³	
IV тип	Один слой пленки (0,8 мм и более)	1 м ²	ГОСТ 6617-76
	Рубероид	2,0 м ²	
	Бетонные плиты	0,08 м ³	
	Цемент (асфальт)	0,04 м ³	
V тип	Битум БН70/30	1,0–1,5 кг	ГОСТ 6617-76
	Пленка – два слоя	2,0 м ²	
	Песок (0,3 м)	0,3 м ³	
VI тип	Глина	0,5 м ³	ГОСТ 25795-83
	Резина листовая (4 мм)	1,0 м ²	
	Бетонные плиты	0,07 м ³	
	Асфальт (0,04 м)	0,04 м ³	
	Песок (0,1 м)	0,1 м ³	
6. Бетонный и железобетонный			
	Бетонные плиты (0,8 м)	1,0 м ²	
	Цемент (асфальт)	0,04 м ³	

На глинистый и пластиковый слой для предохранения его от механического повреждения насыпается песчаный экран толщиной 50–100 мм. В ряде случаев ниже основания сооружается контрольный гравийно-песчаный слой толщиной от 150 до 300 мм, служащий для индикации протечек основания при циа-

нидной схеме выщелачивания. При применении бесцианидных реагентов можно воспользоваться опытом создания гидротехнических сооружений в СНГ (табл. 23) с менее сложными типами экранов для гидроизоляции. Причем 1, 2, 3, 5-й типы экранов могут быть апробированы на сезонных площадках КВ, а 4-й и 6-й — на площадках многоразового использования. Высота штабеля при КВ золота от 1,5–1,8 [55] до 5,8 м [114]. Иногда (фирма “Вандфали”) новый слой свежей руды укладывают на выщелоченную массу, при этом высота штабеля может достигать 30 м. Основным критерием при выборе высоты слоя является характеристика материала по степени слеживаемости, гранулометрическому составу и водно-физическим свойствам. Сбор и транспортировка продуктивных растворов в насосные зумпфы осуществляются по профильным лоткам, покрытым полимерной пленкой или специальными реагентостойкими мастиками. Возможны другие варианты сбора растворов, в частности, в деревянные лотки, покрытые пленкой, полиэтиленовые, асбоцементные и др. (рис. 46). Основным условием при сооружении сборных коммуникаций является обеспечение их надежности от протечек раствора.

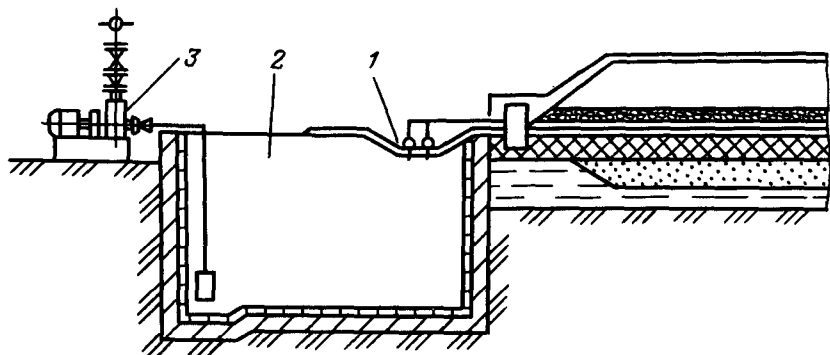


Рис. 46. Система сбора продуктивных растворов на площадке кучного выщелачивания с асфальто-бетонным основанием:

1 — сборные лотки, 2 — насосный зумпф, 3 — насосная станция

Поверхности штабелей орошают разбрызгиванием, прудками, нагнетательными скважинами, оросительными канавками (см. рис. 43). Возможно сочетание различных способов орошения. Разбрызгивание по поверхности штабелей наиболее оптимальный способ, обеспечивающий равномерность смачивания рудного материала. Применяются три вида разбрызгивания: из перфорированных распределительных трубопроводов; разбрызгивающими головками; через тонкие гибкие шланги.

В связи с высокой агрессивностью и летучестью реагентов выщелачивания золота наиболее приемлемы системы орошения через перфорированные трубы и шланги, равномерно уложенные по поверхности штабеля (рис. 47). При орошении штабелей используются прямоточный, циркуляционный, периодический, смешанный режимы орошения. Периодический режим с прекращением подачи (до 1 сут) приводит к повышению концентрации золота в растворах и снижению Ж:Т.

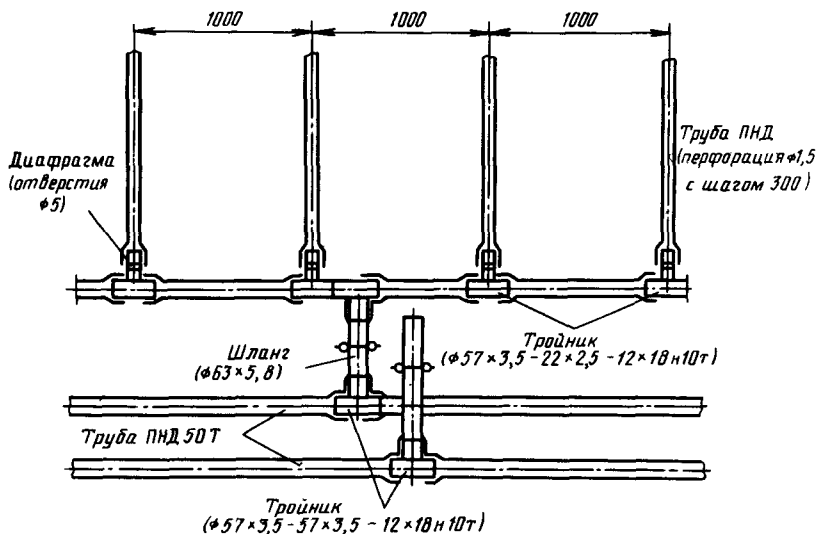


Рис. 47. Схема распределения выщелачивающих растворов

При хорошей проницаемости рудного материала и струйной (шланговой) системе орошения плотность орошения поддерживают на уровне 10–14 л/м²·ч, а при слабой проницаемости и прудковом или скважинном способе подачи — 6–8 л/м²·ч. Оптимальная плотность орошения для каждого типа руд определяется экспериментальным путем. При применении бесцианидной технологии оптимальными являются режимы с плотностью орошения 5–8 л/м²·ч.

6.3. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Процесс кучного выщелачивания золота происходит на открытых площадках, в связи с чем зависит от сезонных колебаний температур. Поэтому для сокращения сроков выщелачивания

применяются различные способы интенсификации извлечения золота в раствор.

Известно несколько способов интенсификации процесса:

дополнительное дробление руды;

дешламация;

агломерация;

рыхление механическими, взрывными и другими способами;

аэрирование;

введение окислителей;

подогрев рабочих растворов;

наложение электромагнитных полей, различных колебаний, радиоактивного излучения и др.

Дополнительное дробление руды может производиться механическим или специальными методами. С уменьшением размера куска увеличивается свободная поверхность реакции и вскрытость рудных минералов, повышается интенсивность извлечения золота. Так, при цианидной схеме выщелачивания руд забойной крупности (-152 мм) время отработки штабеля составляет несколько месяцев, для материала крупностью 38,1-19,0 мм - от нескольких суток до месяца [85]. В условиях умеренного и сурового климата возможно использование способа последовательного замораживания и оттаивания рудной массы, способствующего ее разрушению и увеличению доли мелких классов [15,41].

Однако значительное количество мелкой фракции в штабеле может привести к уплотнению материала и снижению его проницаемости как послойно, так и в локальных участках, что препятствует смачиванию кусков руды. Имеются данные о снижении скорости фильтрации в 60 раз и повышении времени отработки кучи высотой 2,5-3,0 м с 15 до 120 сут при увеличении содержания глинистых частиц с 15 до 60% [51]. В этих случаях производят дешламацию рудного материала путем промывки гидромониторами, а мелочь и глинистую фракцию, содержащую золото, направляют на агломерацию.

Способ агломерации заключается в смачивании рудного материала щелочным раствором цианидов с добавками извести, портландцемента, отходов цементного производства. Впервые агломерация была использована при окомковании руд крупностью -12,7 мм [75], при этом извлечение возросло с 37 до 90%, а время выщелачивания уменьшилось с 2 мес до ~20 сут. Окомкование проводят на наклонных конвейерах, во вращающихся барабанах, грануляторах. Расход цемента на агломерацию 10-15 кг/т, извести 1-3 кг/т, цианида натрия 0,5-3 кг/т. В результате получают окатыши размером 15-30 мм, направляемые на кучное выщелачивание.

Рыхление рудного материала может выполняться с поверхности – легкими плугами и другими способами, а также путем взрывания зарядов в специально пробуренных скважинах, предварительной закладкой предметов, создающих пустоты в штабеле, – пневмобаллонов, сжигаемого горючего материала, полых железобетонных конструкций и т.д. [57].

Согласно реакции (1) процесс цианидного выщелачивания протекает в присутствии кислорода. При его недостатке интенсивность извлечения золота падает. Используются способы интенсификации процесса КВ путем подачи в штабель кислорода или воздуха по системе предварительно заложённых труб с перфорацией. При нагнетании кислорода в штабель (компания “Кэфин Голд Майнин”) время выщелачивания снизилось с 45 до 32 сут [111]. В качестве дополнительных окислителей может быть использован и пероксид водорода.

При низких температурах процесс выщелачивания замедляется. Фирмы “Смоки Клей Майнин” и “Эксплорейшн Компани” проводят подогрев растворов до $+17^{\circ}\text{C}$, при этом увеличивается период активного выщелачивания.

Для условий с суровой зимой (прежде всего Северо-Востока России) авторами была разработана технология кучного выщелачивания золота при отрицательных температурах окружающей среды (решение ВНИИГПЭ на выдачу патента 93-036716 РФ, 1994 г.), согласно которой (рис. 48) первоначально производят планировку выемки 1 и покрытие ее антифильтрационным слоем 2, например, бетоном мощностью 20 см. После чего создается сеть перфорированного трубопровода 3. Затем в летний период из некондиционных руд (содержание золота 1–2 г/т) формируют штабель 4 мощностью 15–25 м с чашеобразной поверхностью (глубина в центральной части 2–3 м). Основную массу руды составляют кварц (>50%), плагиоклазы (14%), гидрослюда (18–20%), калиевые полевые шпаты (7–8%) и хлорит (5–6%).

В зимний период в трубопровод 3 подают растворы, приготовленные на основе гипохлоритных солей (особенностью этой группы реагентов является способность растворять золото при любой геохимической обстановке среды, так как в зависимости от геотехнологического сорта руд – количество карбонатов, органических веществ или сульфидов – можно подобрать оптимальные для выщелачивания рН и Eh растворов). Но, в принципе, можно использовать и другие реагенты – цианистые (для щелочной среды) или тиомочевинные (для кислых сред) соединения. Для нашего случая, в связи с незначительными содержаниями сульфидов и карбонатов в выщелачиваемых рудах, приготовляемые растворы имеют рН 7,0–7,5 и ОВП 1100–1150 мВ.

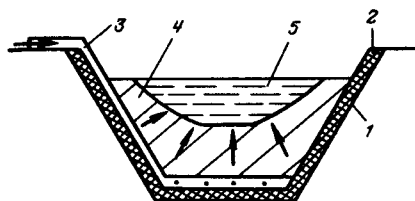


Рис. 48. Схема кучного выщелачивания при отрицательных температурах окружающей среды

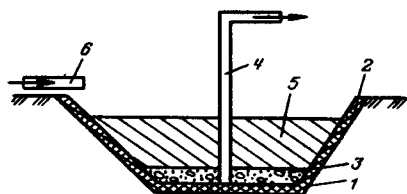


Рис. 49. Схема интенсификации выщелачивания посредством выделения примесей из золотин

При подаче растворов в режиме отсутствия объемных вод реагент в виде пленок мигрирует в верхние слои штабеля 4, выщелачивая при этом золото. Золотоносные растворы, попадая на поверхность штабеля, образуют ледяную линзу 5, лед из которой периодически удаляют тельферами и отправляют на ГМЗ.

В теплый период времени направление миграции меняется – реагент подают на поверхность штабеля 4, а трубопровод 3 служит раствороприемником.

Положительный эффект предложенного технического решения заключается в повышении интенсивности процесса КВ путем выщелачивания металлов пленочными водами в зимний период. А его применение позволит расширить область геотехнологии за счет возможности ведения процесса выщелачивания в зимнее время.

В настоящее время концерном “Южполиметалл” совместно с сотрудниками ИГЕМ и ИПКОН РАН ведутся работы по расширению возможностей выщелачивания золота при отрицательных температурах, базирующиеся на представленном выше и других вариантах.

Процесс выщелачивания можно оптимизировать не только путем интенсификации непосредственно выщелачивания, но и путем предварительного выделения вредных примесей из самого полезного компонента, т.е. в результате повышения его пробы, с последующей гравиметрической сортировкой золотосодержащих руд. Так, для золота основой для образования высокопробных золотин является гальванический элемент, возникающий под действием корродирующего раствора; в качестве гальванических пар выступают зерна с различным составом выделений переотложенного и реликтового золота или зерна реликтового золота и золото, находящееся в растворе. При хранении золотосодержащей горной массы между парами с различными электрическими потенциалами возникают гальванические токи,

улучшающие качество полезного компонента. Наличие в горном массиве катализаторов способствует повышению интенсивности данного процесса. На этом принципе и базируется разработанная авторами следующая схема выщелачивания (А.с. 1779750 СССР, 1992 г.).

Первоначально производят планирование выемки 1 размерами 600x700x30 м и ее покрытие полиэтиленовой пленкой 2 (рис. 49). Затем формируют дренажный слой 3 в смеси с катализатором, ускоряющим процесс осаждения; например, некоторые из алюмосиликатных катализаторов – минерал байерит $Al(OH)_3$ и др. – оказывают ориентирующее влияние при кристаллизации гидроксида железа, т.е. являются ориентирующим зародышем, способствующим осаждению железа. Одновременно создают водозаборное сооружение 4. После чего складывают массив хвостохранилища 5 из золотосодержащих хвостов (мощность 10–20 м) в смеси с минеральными образованиями, обладающими отличным от золотосодержащих хвостов потенциалом (золотосодержащий пирит имеет потенциал +0,18 В, сфалерит от –0,2 до –0,4 В), и катализатором, содержащим, например, натрий и калий. Химические элементы, входящие, в состав природных образований, играют роль катализаторов геохимических процессов, протекающих в отвалах, в частности, они участвуют в низкотемпературных жидкофазных реакциях и ускоряют процессы замещения, изомеризации, присоединения, разложения и полимеризации. Доставляют хвосты к месту складирования с помощью пульпопровода 6. При этом между парой “золотосодержащие породы (пирит) – сфалерит”, обладающей разным электрическим потенциалом, возникают гальванические микротоки, под действием которых происходит удаление вредных примесей, в результате чего повышается пробность золотин. Наличие катализаторов способствует этому процессу. Удаляемые вредные примеси, в частности железо, осаждаются в дренажном слое 3, являющимся геохимическим барьером для данных примесей и содержащим, как упоминалось, катализаторы.

Отметим, что массив хвостохранилища можно формировать и из другой горной массы, но обязательно содержащей труднорастворимый полезный компонент в металлической форме. Дренажный слой 3 состоит из смеси щелочных пород, являющихся концентраторами вредных примесей, а слой 5 – из хвостов, содержащих смесь золотосодержащих минералов (пирит и сфалерит) и катализатор – сильвин.

После улучшения пробности золотин производят отработку хвостохранилища с разделением горной массы в электромагнитных сепараторах, где горная масса, содержащая золото, отде-

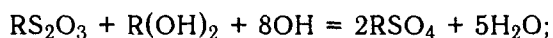
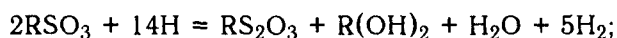
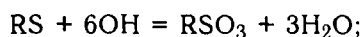
ляется от пустой горной массы и катализаторов, обладающих отличающимся электрическим потенциалом.

Значительный интерес представляет использование радиационно-химических эффектов для интенсификации выщелачивания золота. Во-первых, при спонтанном распаде радиоактивных элементов в рудах образуются дефекты, изменяющие структурные, механические, электронные и другие свойства минералов, что положительно влияет на скорость выщелачивания. Во-вторых, под воздействием радиоактивного излучения в золотосодержащих рудах и растворах появляются свободные радикалы и ионы (тиосульфат, атомарный хлор и др.). В-третьих, в результате радиационно-химических реакций из летучих углеводородов, аммиака и растворов возникают органические соединения (аминокислоты, фториды сульфурила и т.п.), способные растворять золото. Все это в совокупности обеспечивает интенсификацию выщелачивания золота, что нашло отражение в разработанной авторами схеме кучного выщелачивания (А.с. 1774017 СССР, 1992 г.).

Необходимо подчеркнуть, что разрушение горных пород происходит как процесс постепенного нарастания внутренних напряжений с увеличением дозы облучения. При превышении возникшими напряжениями предела прочности горных пород последние разрушаются – образуется зародыш трещины. При дальнейшем облучении происходит раскрытие трещин до постепенного полного разрушения прежде цельного куска горных пород. В результате мелкодисперсное золото высвобождается из куска горной массы и вымывается отвальными водами.

Воздействие ионизирующей радиации на твердый скелет горных пород не является единственным в процессе их радиационно-химического разрушения и растворения. При этом имеет место радиолит жидкой фазы системы “вода – металлосодержащие минералы”. Радиолит воды ведет к появлению в ней кислорода (в виде гидроксильных групп, гидроперекисных радикалов, пероксида водорода), углекислоты, азотной, серной и органических кислот, атомарного хлора, что обуславливает выщелачивание из минералов обычно труднорастворимых металлов.

При радиационном воздействии и радиолите воды возможны следующие превращения сульфидов:



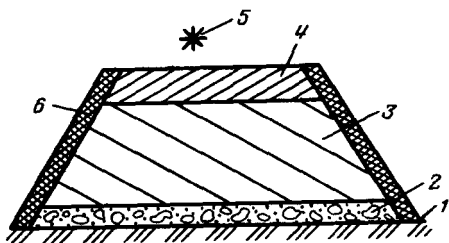
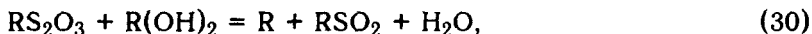


Рис. 50. Схема использования радиационно-химических эффектов для интенсификации выщелачивания золота



где R – Hg, Ag, Au, Cu, Zn, Pb, Fe, Co, Ni.

Для выщелачивания с использованием радиоактивного излучения первоначально производится планирование участка 1 для размещения штабеля и его покрытие слоем 2 горных пород с фильтрационными свойствами мощностью 0,5–1 м (рис. 50). Затем формируют слой 3 мощностью 8–10 м из смеси горных пород с относительно высоким содержанием золота (1,4–1,9 усл.ед), после него – слой 4 из радиоактивных пород мощностью 1–2 м. Боковые поверхности отвала экранируют слоем 6 глинистых пород мощностью 0,5 м. Поверхность отвала обрабатывают реагентом из источников 5.

При происходящем в слое 4 радиоактивном распаде урансодержащих минералов обеспечивается радиолит и насыщение отвальных вод радиоактивными веществами. При миграции активные воды попадают в слой 3, где осуществляются разрушение золотосодержащих пород, вымывание и растворение золота. Так, при облучении золотосодержащих руд (содержание 219,6–481,8 мг/т) и выщелачивании золота водой в течение 150 и 270 сут растворилось соответственно 118,7 и 474,7 мкг/л золота.

При внедрении подобной разработанной авторами схемы КВ обеспечивается, с одной стороны, защита окружающей среды от влияния радиоактивного излучения, а с другой, – полезное использование этого излучения, позволяющее снизить расход выщелачивающих растворов.

5.4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Предприятия кучного выщелачивания характеризуются быстрым вводом в эксплуатацию и получением товарного золота.

Показателен пример с рудником Мт.Лингстон, на котором подсчитанные запасы составили 1365 млн т. Строительство рудника было завершено за 22 недели. В середине декабря 1986 г. карьер начал действовать и к 26 января 1987 г. выдал 157 000 т руды с содержанием золота 2,0 г/т из которых 50 000 т было раздроблено до крупности 5 мм и уложено в кучу для выщелачивания; ежедневно в кучу добавлялось 4000 т дробленой руды. Компания "Пан Австралиан Компани" за год добыла 160 млн т руды и извлекла 1430 кг золота (извлечение составило 85%). Полученная при этом прибыль позволила разведать еще большие запасы руды с низким (0,5–0,7 г/т) содержанием золота и приступить к их рентабельной переработке также методом КВ. Конструкция куч для выщелачивания и технология извлечения золота основываются на опыте предприятий США.

Интерес представляют работы канадской компании "Галактик Резен Лимитед оф Ванкувер", разрабатывающая месторождение Саммит в Рудных горах США (шт Колорадо) на высоте 3400–3700 м над уровнем моря – самое высокогорное из всех, где применяется КВ. Специалисты фирм "Асарко" и "Анаконда Минералз", ранее отработавших месторождение, пришли к выводу о неперспективности его дальнейшей эксплуатации и передали его вышеупомянутой канадской фирме, которая при проведении поисковых работ в 1984 г. выявила здесь 25 млн т руды с низким содержанием золота и серебра, в том числе 16 млн т руды с содержанием золота 1,33 г/т.

Две трети добываемой руды представляют собой твердые силикатные породы, одна треть – глины. Соответственно обрабатываются добытая руда по двум технологическим цепочкам. Силикатная ее часть дробится в конусной, а затем в короткоконусной дробилке до крупности –38 мм и системой транспортеров подается на площадку выщелачивания; в нее добавляется известь для создания щелочной среды. Глинистая руда подвергается грохочению с целью отделения кварцевой разности, а затем этот материал поступает в щековые и конусные дробилки. Отсортированный продукт идет на агломерацию. Оба продукта из бункеров-накопителей подаются и укладываются в отдельные отвалы. Общая протяженность транспортной системы составляет 1200 м.

Площадка имеет уплотненный глинистый экран толщиной 600 мм, песчаный экран толщиной 50 мм, изоляцию из полиэтилена, дренажные системы, три колодца с насосами, систему распределения растворов по отвалам и пруд для оборотных растворов вместимостью 23 000 м³.

Выщелачивающие растворы содержат 0,23 г/л NaCN и имеют рН 10,5. Интенсивность орошения 12,0 л/м²·ч для силикатной руды и 7,2 л/м²·ч для агломерированной глинистой. Сорбция золота из растворов осуществляется в шести колоннах.

В 1986 г. на предприятии было добыто 3,744 т золота и 1,4 т серебра при продолжительности выщелачивания 7 мес в году.

С целью круглогодичной эксплуатации установки КВ фирма "Смоки Вали Майнин" смонтировала систему подогрева оборотного обеззолоченного раствора, подаваемого на выщелачивание. Раствор после сорбции золота пропускают через зумпф с двумя погружными горелками, где его температура повышается до +17° С при температуре окружающего воздуха -9° С. Горелки потребляют 11350 л/сут дизельного топлива. При нагревании раствора разрушается до 50% NaCN, среднегодовой расход которого составляет 0,3 кг на 1 т руды.

Показательна организация процесса КВ, вводимого этой компанией.

Площадка размером 880x76 м разбита на 23 секции, имеющие индивидуальные системы орошения и подъездные пути. В любой момент 19 секций находятся на выщелачивании, по одной на промывке, дренаже раствора и загрузке; площадка одной секции является свободной. Загрузка и разгрузка одной секции продолжается 2 сут, первоначальная высота куч - 4,3 м.

В 1984 г. фирма усовершенствовала процесс, перейдя на длительный период обработки куч высотой до 10,7 м с добавкой сухой извести в обрабатываемую руду. В результате нововведений производительность установки увеличилась вдвое, достигнув 13,1 тыс.т/сут.

На карьере добываемую горную массу делят на три сорта: руду с содержанием золота более 0,515 г/т, бедную руду (0,514-0,274 г/т) и породу. Коэффициент вскрыши 2,8. Руда с содержанием золота свыше 0,5 г/т дробится и выщелачивается в кучах, бедная руда подается на выщелачивание без дробления. Себестоимость 1 г золота составляет 7,1 дол.

Орошение кучи путем разбрызгивания или распыления раствора не всегда приносит хорошие результаты. В этой связи одна из фирм США при выщелачивании доломитовой руды с тонковкрапленным золотом, содержащей 50% фракции -150 мкм, использует следующий метод. На вершине кучи высотой до 10,5 м сооружается берма и устраивается "пруд" из цианистого раствора. В результате скорость просачивания раствора на 1 м² площади составляет 24 л/ч, что в 24 раза выше, чем при разбрызгивании.

Наибольшую трудность при кучном выщелачивании золотосодержащих руд представляют те руды, которые содержат много глины или образующихся при дроблении шламов.

Примером использования окомкованных для КВ руд может служить технология рудника в Северной Каролине (США). Руда, подающаяся на установку КВ, добывается открытым способом и перевозится на расстояние 0,8 км к площадкам выщелачивания. Ежедневно добывается и перерабатывается около 2200 т руды с содержанием золота около 1,2 г/т. Руда дробится до крупности -13 мм в две стадии: сначала щековой, а затем конусной дробилкой. После первой стадии дробления на разгрузочный конвейер щековой дробилки подается портландцемент при его расходе 3,0-4,5 кг на 1 т руды и перемешивается с ней на второй стадии дробления.

Смесь руды и связующего элемента после второй стадии дробления направляется по конвейеру в механический укладчик с радиальной стрелой. На разгрузочном конце укладчика смесь орошается водой; остаточная массовая доля влаги составляет 9-13%.

Руду окомковывают посредством каскадирования по стенкам конусообразного хранилища, предназначенного для окомкованной руды. Дополнительное разминание, достаточное для завершения окомкования, происходит во время загрузки самосвала окомкованной рудой из хранилища с помощью погрузчика и в момент разгрузки самосвала на площадку выщелачивания.

Окомкованная руда выдерживается перед выщелачиванием не менее 2 сут, в течение которых формируют кучу.

На площадке одновременно находятся пять куч высотой 36 м - 1300 т каждая. Три из них проходят различные стадии выщелачивания, в то время как другие или подготавливаются к выщелачиванию или убираются с площадки

Выщелачивание окомкованной руды осуществляется посредством орошения куч цианистым раствором с $pH=11$. Портландцемент, добавленный во время окомкования, обеспечивает щелочность раствора, но тем не менее, в оборотный раствор добавляется в небольших количествах едкий натр для поддержания необходимого уровня щелочности. Цикл выщелачивания и промывки составляет 20 сут

Золотосодержащий раствор, скапливающийся на гидроизоляционном основании, собирается самотеком в резервуар и прокачивается через пять сорбционных колонн

В СНГ принята практически аналогичная схема организации опытно-промышленных работ по выщелачиванию золота. Отличается технология отсыпки куч. Руду отсыпают:

самосвалом БелАЗ-540 в один слой с последующим планированием верха бульдозером Д-494; высота штабеля 1,5–1,8 м (при использовании самосвала БелАЗ-548 – 2,0–2,2 м); автосамосвалами с послыйным планированием бульдозером до высоты 3,5–4 м, однако при этом возможно уплотнение руды; фронтальными погрузчиками (Н-400с и др) с созданием штабеля высотой 3 м; козловыми кранами.

6. ШАХТНЫЕ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

6.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ШАХТНОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Шахтные системы ПВ применяются в настоящее время при обработке медных [98,107] и урановых [44,48,57,67] месторождений. По состоянию на начало 1992 г. в мире способами КВ и ПВ добывалось более 20% меди. Самыми крупными предприятиями, использующими шахтные системы ПВ меди, являются рудники Огайо (шт. Юта), Рей, Майами (шт. Аризона), Торнтон.

Широкомасштабное применение геотехнологических способов разработки медных и урановых руд связано с возможностью выщелачивания их с помощью серноокислотных и бикарбонатных реагентов, токсичность которых меньше, чем у цианидов – основного реагента КВ золота. Как уже указывалось, шахтные системы ПВ используются при разработке золоторудных месторождений только при бесцианидной технологии. Поэтому в настоящем разделе излагаются соображения о возможности внедрения технологий и технических систем ПВ, разработанных на основе анализа решений в медь- и уранодобывающих отраслях с применением бесцианидных реагентов.

Основными элементами технологии шахтного ПВ золота являются (рис. 51):

- рудоподготовка;
- выщелачивание;
- переработка продуктивных растворов;
- рекультивация горных массивов, жидких и твердых отходов.

Процессы выщелачивания, переработки растворов и рекультивации при шахтном ПВ во многом аналогичны таковым при КВ. Схема рудоподготовки включает дробление рудного материала взрывом и частичный выпуск его с целью создания компенса-

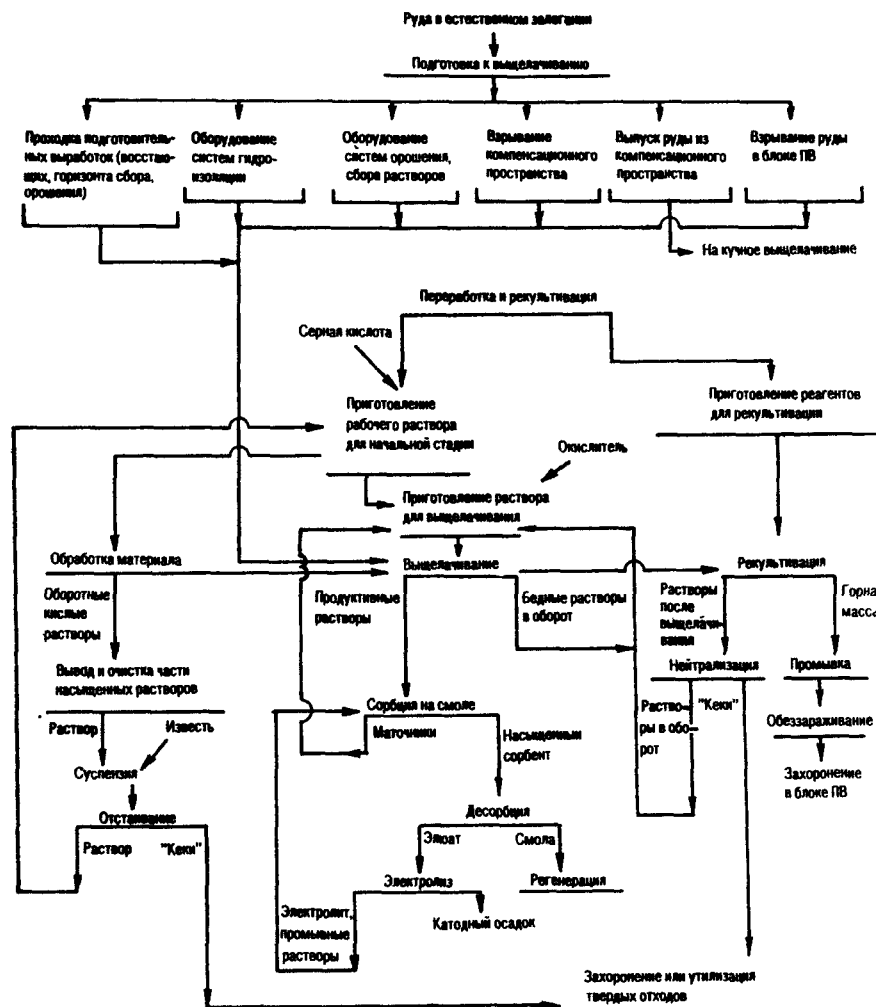


Рис 51 Технологическая схема выщелачивания золота бесцианидными реагентами в подземных горных выработках

онного объема для обеспечения разрыхления и проницаемости горной массы. В ряде случаев проводят дополнительное дробление руды в блоке из специально пробуренных скважин. Естественно, что при ПВ в горных выработках нет возможности обеспечить однородность дробления рудного материала по крупности. Поэтому в блоках ПВ размер куска может колебаться от 200–120 (забойная крупность) до 50–15 мм.

6.2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, СПОСОБЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА

Система разработки при способе ПВ – совокупность вскрывающих, подготовительных выработок и определенный порядок их проведения и эксплуатации, увязанный во времени и пространстве с управляемым химико-технологическим процессом перевода металла из руды в раствор [48]. Из приведенной в литературе полной классификации шахтных систем ПВ [48] здесь целесообразно остановиться на классах систем, в наибольшей степени отвечающих природным условиям и способам разработки золоторудных месторождений (см. табл. 21). К таким относятся шахтные системы ПВ в блоках из руд с естественной проницаемостью (трещиноватые зоны золото-кварц-сульфидной формации, железные шляпы, целики после отработки россыпных месторождений) и в блоках из отбитых и замагазинированных золото-кварцевых, малосульфидных руд, а также комбинированные системы, сочетающие элементы скважинных и шахтных систем ПВ (табл. 24).

Т а б л и ц а 24

Системы шахтного ПВ, применимые при разработке месторождений золота

Класс систем	Группа систем
I. Шахтные системы ПВ в блоках из руд с естественной проницаемостью	С линейным и кольцевым расположением дренажных горных выработок (скважин) и фильтрационным режимом выщелачивания
II То же в блоках из отбитых и замагазинированных руд	С магазинированием руд в камерах с фильтрационным и инфильтрационным режимами. Выщелачивание зон обрушения, обработанных блоков с инфильтрационным режимом
III. Комбинированные системы из элементов скважинных и шахтных систем ПВ	С закачкой растворов по скважинам с поверхности и приемом их на горные выработки с фильтрационным режимом

Приведенные в таблице системы могут применяться в различных вариантах, обусловленных принятой на месторождении системой обработки.

Примером первой группы систем шахтного ПВ может быть система, апробированная при отработке одного редкометалльного месторождения (рис. 52). Рудную залежь или ее часть разделяют на блоки, имеющие в плане форму вытянутого прямоугольника, с осевой нагнетательной выработкой для подачи выщелачивающего раствора. По контуру блока проходят подготовительные дренажные выработки, являющиеся общими для смежных блоков, а по оси блока – нагнетательные выработки. Из отрезного восстаю-

щего на всю мощность рудного тела образуют отрезную щель или с помощью комфлетных взрывов создают зоны трещиноватости. С целью обеспечения гидравлической изоляции в почве блока сооружают искусственные водоупоры или системы улавливания растворов.

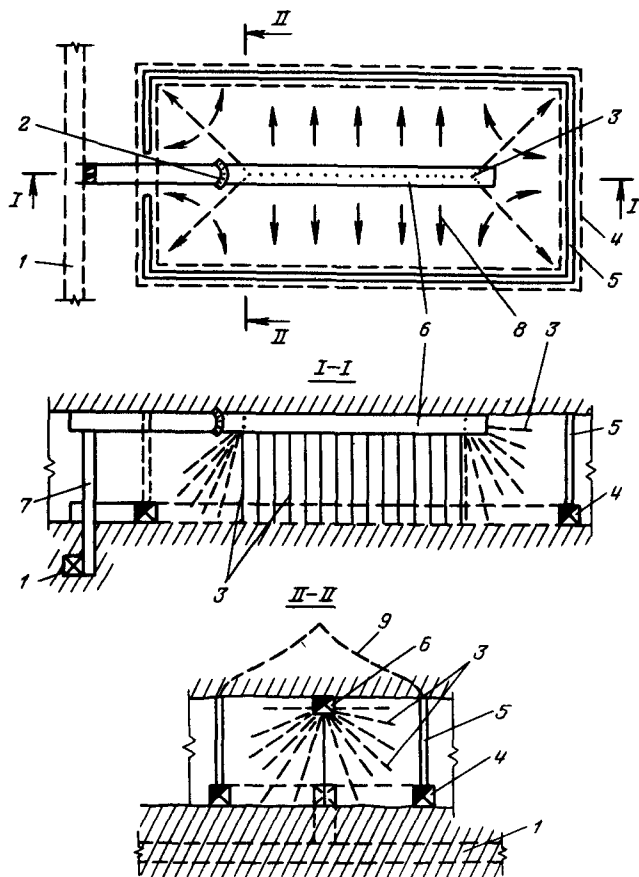


Рис 52 Конструкция блока ПВ в массиве естественного залегания руд с линейным расположением дренажных горных выработок и созданием дифференцированной трещиноватости рудоносных пород под нагнетательной выработкой: 1 — полевого штрек; 2 — растворонепроницаемая напорная перемычка; 3 — нисходящие взрывные скважины, 4 — контурные дренажные выработки, 5 — вертикальные отрезные дренажные щели, пройденные на всю мощность рудоносного пласта; 6 — нагнетательная горная выработка, 7 — восстающий; 8 — линия тока выщелачивающего реагента; 9 — кривая избыточного напора выщелачивающего реагента

Размеры блоков в плане зависят от фильтрационных свойств пород и напора растворов. Обычно их размеры колеблются в пределах $(100-200) \times (40-60)$ м, а напор подаваемого реагента не превышает 60–70 м. В целях обеспечения равномерного выщелачивания металла в блоке на определенной стадии процесса через нагнетательную систему периодически одновременно подаются раствор реагента и воздух, который скапливается в верхней части нагнетательного контура [45]. Вытесняя раствор реагента, воздух заполняет поры и трещины верхней части пласта, не допуская движения в ней выщелачивающих растворов. Путем соответствующего подбора напоров, количества растворов и воздуха, подаваемых в нагнетательный контур, граничные условия можно регулировать таким образом, чтобы обеспечить максимальную проработку плохопроницаемых (нижних) частей блока и одновременно исключить утечки растворов за его пределы.

Системы шахтного ПВ в блоках из отбитых и замагазинированных руд применяют на месторождениях с низкой естественной проницаемостью рудного массива. Наиболее эффективен этот класс систем на месторождениях с крутопадающими рудными телами средней (18–20 м) мощности. Отбойка руды производится буровзрывным способом. При выборе параметров буровзрывных работ и определении необходимой для ПВ кусковатости отбитых руд в каждом конкретном случае учитывают текстуру и структуру, характер распределения рудной минерализации, степень и направление трещиноватости рудного массива. В зависимости от элементов залегания рудных тел дробление, магазинирование и выщелачивание проводят в вертикальных, наклонных, горизонтальных или открытых камерах. Используют системы этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде.

На рис. 53 показана конструкция блока с частичной подсечкой монтажного слоя и гидрослоя. Подготовительные работы включают проходку откаточного штрека, рудоспусков и восстающих. К нарезным работам относятся отбойка и выпуск руды из верхней и нижней подсечных выработок и отбойка компенсационной щели на отрезной восстающей. Выпуск руды осуществляется через рудоспуски. Обуривают массив из камер высотой 1,8–3,0 м. Для исключения утечек продуктивных растворов через днище камеры его гидронизолируют с применением пленок и пластиковых покрытий, которые для предохранения от нарушений засыпают слоем песка (15–20 см).

Перед массовой отбойкой руды проводятся работы по образованию компенсационного пространства по всей его высоте. Его выполняют в виде щелей, размеры которых рассчитываются ис-

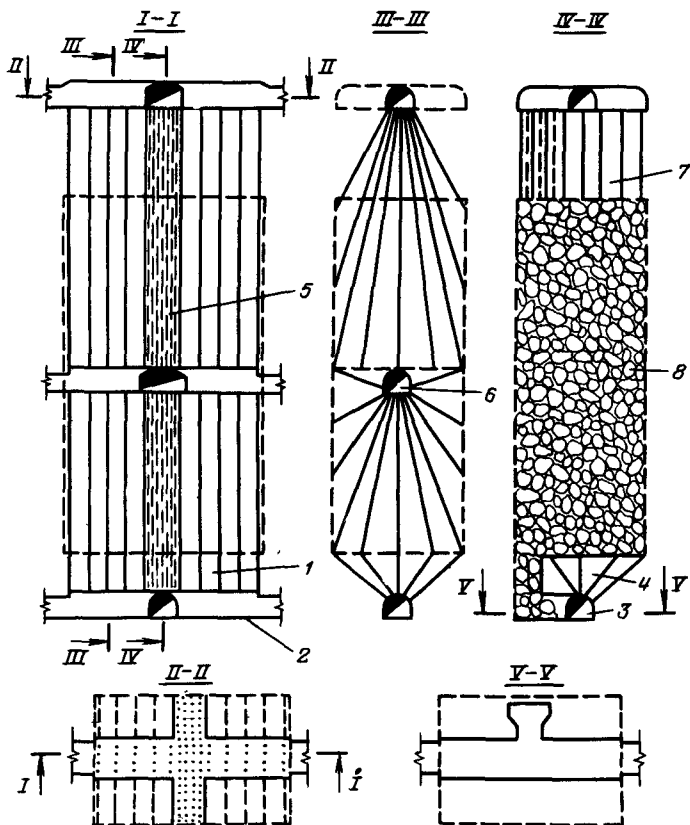


Рис. 53. Конструкция блока ПВ с этажной отбойкой руды глубокими скважинами на отрезную щель:

1 – монтажный слой; 2 – гидрослой; 3 – откаточный штрек; 4 – рудоспуск; 5 – восстающий; 6 – подсечные выработки; 7 – компенсационная щель; 8 – камера

ходя из параметров камеры и заданной величины коэффициента разрыхления [45]. После отбойки руды верхний слой в камере разравнивается, затем монтируется оросительная система, состоящая из разводящих трубопроводов и форсунок. Плотность орошения определяется в зависимости от степени зажима пород и геотехнологических свойств руд. Она колеблется от 6 до 12 л/м²·сут. Расход раствора на выщелачивание от 1 до 3 м³ на 1 т горной массы. Получаемые продуктивные растворы принимаются раствороприемным днищем и через рудоспуски поступают на основной горизонт отбора раствора и транспортируются к сорбци-

онной установке. После сорбции растворы доукрепляются и возвращаются на горизонт орошения.

Комбинированные системы скважинного и шахтного ПВ апробированы на одном из месторождений Средней Азии, представленном сильно трещиноватыми рудами [48]. Орошение осуществляется системами технологических скважин, пробуренных с поверхности или под наклоном из подземных горных выработок, а сбор продуктивных растворов – системой дренажных горизонтальных скважин (рис. 54). Данная система может быть апробирована при разработке кор выветривания и неглубокозалегающих россыпей, вскрытых штольневými горизонтами. Для интен-

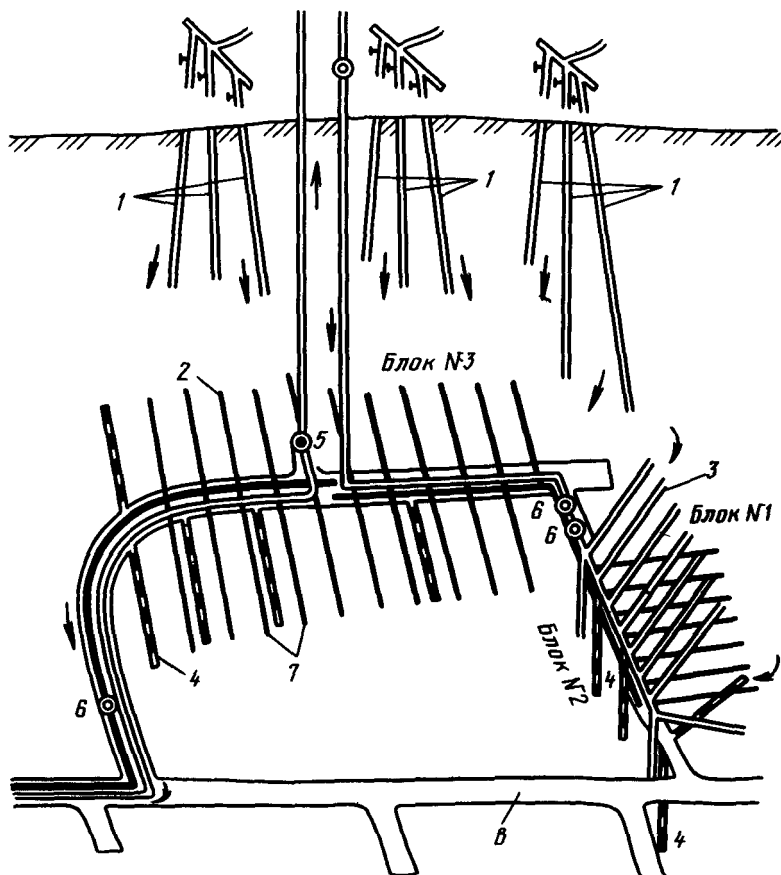


Рис. 54. Комбинированная схема скважинного и шахтного ПВ:
 1–4, 7 скважины: 1 – нагнетательные, пробуренные с поверхности, 2 – разгрузочные подземные, 3 – нагнетательные подземные, 4 – наблюдательные, 7 – дренажные; 5 – насос; 6 – расходомер; 8 – штольня

сификации извлечения в случае коьматации скважин могут быть использованы различные физические методы (гидравлический разрыв, наложение токов высокой плотности и др.).

Узлы приготовления и переработки продуктивных растворов при применении шахтных систем ПВ могут располагаться как в подземных горных выработках (камерах), так и на поверхности.

7. СКВАЖИННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА

7.1. ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ПРИМЕНЕНИЮ СКВАЖИННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Первый патент на скважинный способ добычи золота путем подачи реагентов в пласт с помощью насосов и откачки золотосодержащих (продуктивных) расворов (способ Френча) был выдан в России в 1896 г. Движение растворов в пласте предполагалось осуществить за счет разности давлений. А.И.Кириченко [36] предложил способ ПВ золота путем подачи в недра растворов цианистых соединений, В настоящее время сформулированы предложения [52] по расширению масштабов КВ и постановке работ для опробования скважинного способа ПВ в золотодобывающей промышленности. Предложено опробование скважинной технологии по цианистой и тиокарбамидной схемам на россыпных месторождениях. На основе лабораторных экспери-

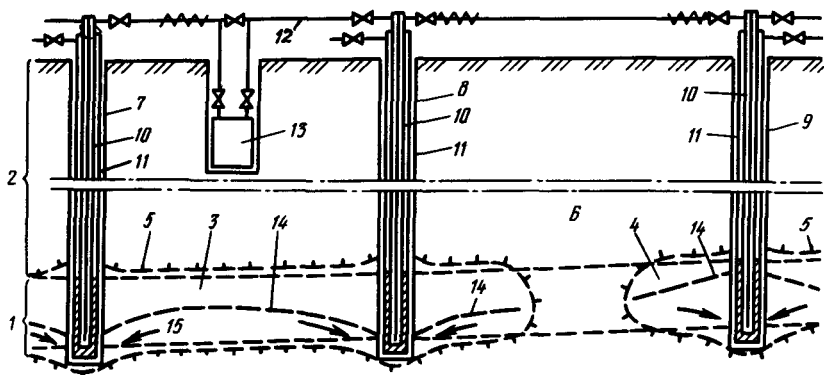


Рис. 55. Способ подземного выщелачивания золота по цианидной схеме с добавками хлористого натрия:

1 — рудные пески; 2 — «торфа»; 3-4 — смежные блоки ПВ; 5 — граница оттаивания; 6 — целик; 7-9 — технологические скважины; 10-11 — обсадка скважин с фильтрами; 12 — поверхностные трубопроводы; 13 — золотодобывающая установка; 14 — уровень вод; 15 — направление движения растворов

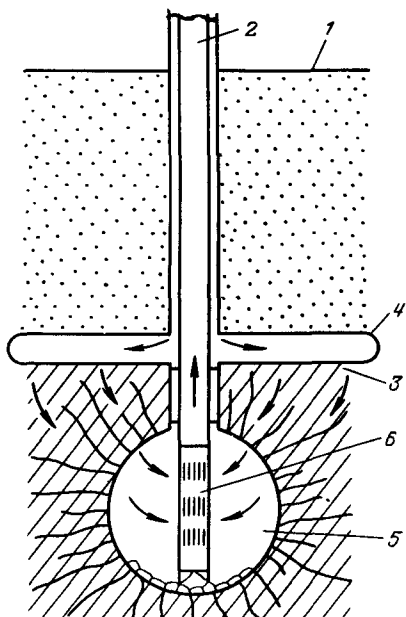
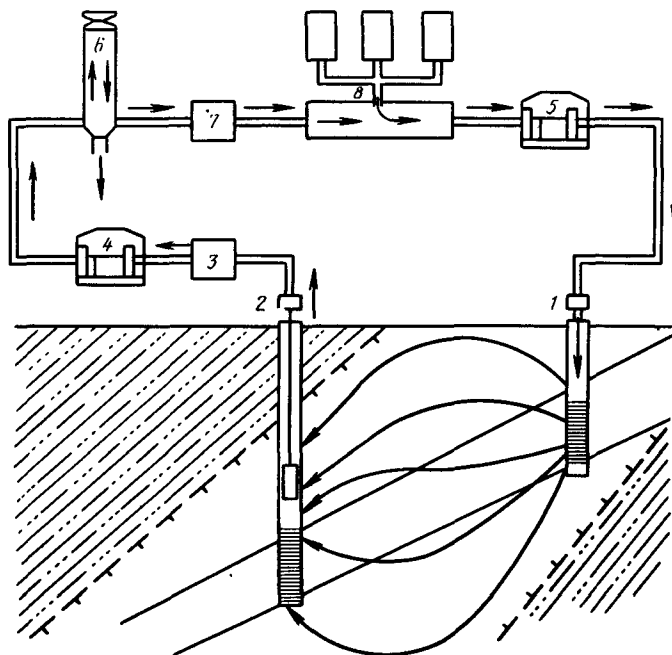


Рис. 56. Способ обработки россыпей на границе плотик-залежь:

1 - россыпь; 2 - технологическая скважина; 3 - плотик; 4 - гидровруб; 5 - полость; 6 - фильтр технологической скважины

Рис. 57. Принципиальная схема опытного участка ПВ:

1-2 - закачная (1) и откачная (2) скважины; 3 - узел очистки продуктивных растворов; 4-5 - насосные станции; 6 - узел переработки; 7 - узел очистки растворов после сорбции; 8 - узел приготовления рабочих растворов



ментов выполнены расчеты ожидаемых капитальных эксплуатационных затрат при отработке способом ПВ россыпей, залегающих в интервале глубин от 20 до 70 м. Сделаны выводы об экономической целесообразности ПВ глубокозалегающих песковых руд. Проведена систематизация [26] способов разработки вечномерзлых песков с применением их предварительного оттаивания и подачи цианидных реагентов, а также систематизация технологии вскрытия россыпей, прилегающих к плотнику. Отметим, что способ, предложенный Ю.Д. Дядкиным (рис. 55), включающий элементы оттаивания пород гидравлическим способом при температуре подаваемых в область оттаивания вод $>25^{\circ}\text{C}$, может привести к оттаиванию гидроизоляции технологических скважин, усугубленному подачей воздуха под давлением в межтрубное пространство. Одновременно по экологическим соображениям абсолютно неприемлема предложенная циан-хлорид-натровая композиция, без четко установленных приемов рекультивации недр после выщелачивания. С тех же позиций вызывает сомнение разработанный Э.И. Чернеем с соавторами способ, совмещающий элементы скважинной гидродобычи (рис. 56): взрывного метода подготовки пласта и выщелачивания в недрах с помощью цианидов и тиокарбамидов. Кроме экологических факторов следует учесть и то, что при взрывном воздействии может произойти уплотнение пород, препятствующее фронтальной фильтрации, а в процессе гидравлической добычи за счет гравитации формируются искусственные гнезда обогащения и отмечаются потери крупного золота.

Имеется информация об опытных работах по ПВ золота цианидами из россыпи в Австралии. Работы были прекращены в связи с опасностью распространения токсичных компонентов

Применение скважинной технологии ПВ принципиально возможно при замене цианидов на менее токсичные реагенты выщелачивания. Практическому внедрению скважинных систем ПВ должны предшествовать опытные работы по оценке геотехнологических свойств руд в естественном залегании. В работе [26] приведены две схемы опробования, включающие элементы технологии отработки окисленных руд и россыпей золота.

Принципиальная схема опытного участка по опробованию скважинной технологии ПВ окисленных руд показана на рис. 57. Участок состоит из объектов геотехнологического и перерабатывающего комплексов. Геотехнологический комплекс включает в себя 12–18 технологических скважин, 6–8 скважины заводнения, 4 наблюдательных и 1–2 скважины водоснабжения. Скважины заводнения предусмотрены для опробования необводненных рудных тел.

Технологические скважины предлагается располагать по рядной схеме с параметрами $10 \times (20-25)$ м. Дебит откачных сква-

жин достигает 3–5 м³/ч, закачных 2,5–3 м³/ч. Предусмотрен дебаланс с превышением откачки для ограничения растекания растворов.

Перерабатывающий комплекс в блочно-модульном исполнении состоит из следующих узлов: очистки продуктивных растворов, насосного, переработки, приготовления растворов, а также связывающих их коммуникаций. Производительность комплекса достигает 30–50 м³/ч. Сорбция золота возможна на ионообменных смолах или активированных углях. По завершении опытных работ планируется проведение рекультивации недр, вод и поверхности и бурение контрольных скважин по оценке извлечения золота из руд.

За 6–8 мес ведения процесса предполагается достичь 60–70%-ного извлечения золота из недр и получить основные данные для проектирования опытно-промышленного комплекса и предприятия ПВ.

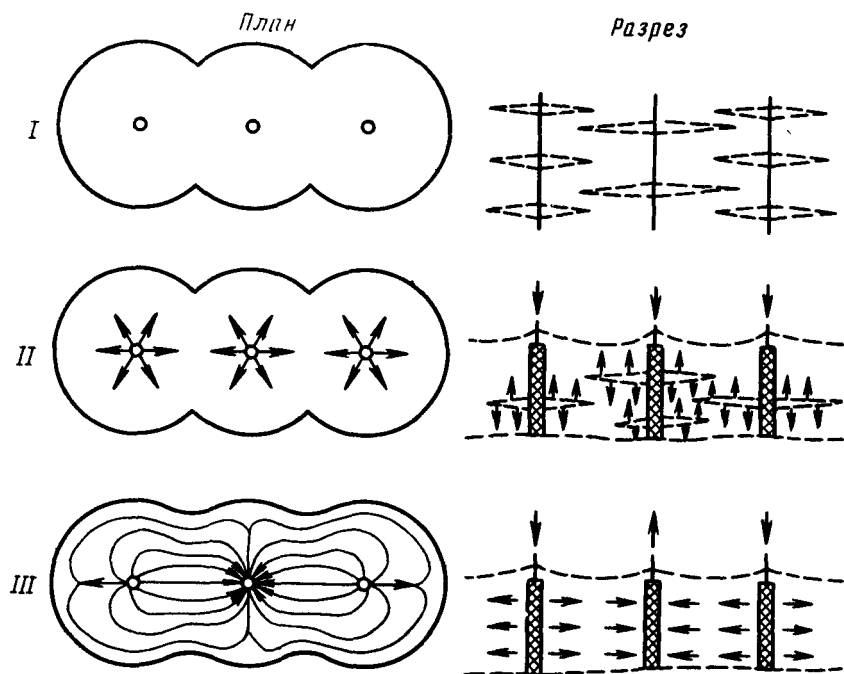


Рис. 58. Последовательность (I–III) подготовки и отработки россыпи, приуроченной к зоне вечной мерзлоты, скважинными системами ПВ. Этапы работ: I – бурение и оборудование скважин, гидроразрыв, II – растепление объема пород, вовлекаемого в ПВ, нагнетание подогретых растворов, III – процесс ПВ в оттаянной зоне, фильтрация теплых технологических растворов

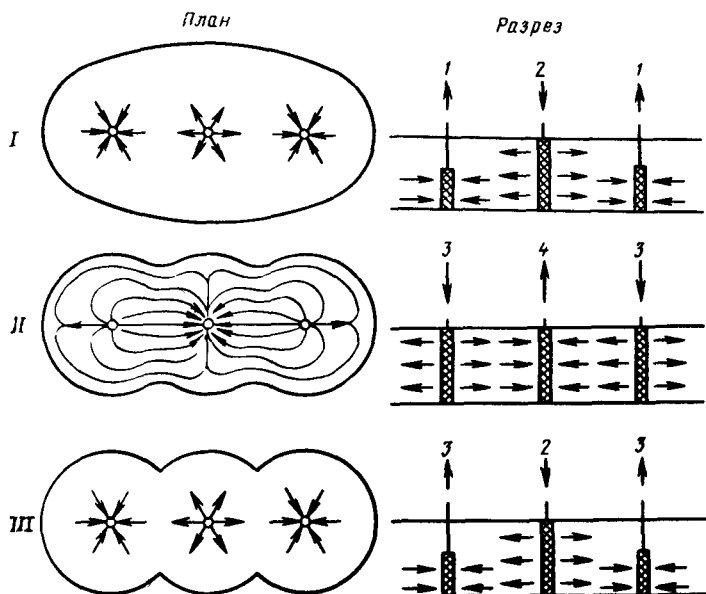


Рис. 59 Последовательность (I-III) рекультивации блока ПВ золота из россыпных месторождений
 Этапы работ I – отжимание растворов из пласта озонированным воздухом (подача воздуха 400 м³/ч), II – промывка пласта озонированной водой (один-два поровых объема); III – продувка пласта озонированным воздухом, завершение работ
 1 – раствор, 2 – воздух; 3 – вода; 4 – остаточный раствор

При отработке россыпей в зоне многолетней и вечной мерзлоты потребуются разработка способов селективного оттаивания вмещающих пород и опробование на опытных участках основных технических средств подъема раствора в условиях низких температур.

Регламент проведения опытных работ на участке ПВ золота из россыпей в условиях вечной мерзлоты включает (рис. 58, 59): вскрытие рудного пласта технологическими скважинами по сети (30–35)х(10–15) м; бурение наблюдательных скважин;

подготовку рудного пласта к ПВ с помощью гидроразрыва или других способов селективного оттаивания; при этом создается начальный канал для фильтрации реагента в основании рудного пласта, последовательно расширяющийся в процессе выщелачивания;

непосредственно выщелачивание золота из рудного пласта при подаче реагента с переменной температурой, в результате чего происходит оттаивание пласта до его кровли; при этом преду-

смачивается создание избыточного напора в закачных скважинах для извлечения растворов на поверхность из откачных скважин;

рекультивация недр, включающая в зависимости от применяемого реагента способ нейтрализации остаточных растворов или их вытеснение из обработанного объема с последующим заполнением чистыми водами; в последнем случае остаточные растворы после их доукрепления идут на выщелачивание новых блоков.

Процесс селективного оттаивания рудного пласта по трещинам гидроразрыва совмещается с выщелачиванием полезного компонента. Дебит откачных скважин составляет 7–10 м³/ч, закачных 5–7 м³/ч. Производительность участка по растворам достигает 30–50 м³/ч.

Оптимальные параметры процесса ПВ в вечномерзлых отложениях определяются путем совместного решения дифференциальных уравнений теплопроводности, кинетики выщелачивания и фильтрационной неразрывности с использованием экономических критериев. При обработке талых россыпей число технологических операций сокращается.

7.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Скважинная технология ПВ, как уже отмечалось, применяется в широких масштабах при разработке урановых месторождений, приуроченных к проницаемым, обводненным глубокозалегающим продуктивным горизонтам [48,61]. Предприятие подземного выщелачивания (рис. 60) представляет собой совокупность трех основных комплексов, замкнутых в единый технологический цикл: геотехнологического (скважины для закачки и откачки растворов, поверхностные коммуникации для сбора и подачи растворов); транспортировочного (трубопроводы для перекачки продуктивных и рабочих растворов); технологического (узлы переработки и приготовления растворов, десорбции, регенерации и т.д.). Вскрытие рудных залежей осуществляется эксплуатационными блоками – системами определенным образом расположенных закачных и откачных скважин. Поток реагентов, формируемых в системе “закачная-откачная скважина”, по пути фильтрации последовательно растворяет и переносит полезный компонент. Извлечение компонента из растворов выщелачивания проводится на ионообменных смолах, хвостовые растворы доукрепляются и возвращаются в голову процесса.

Гидродинамическая система взаимодействия откачки-закачки с рассчитанными в зависимости от природных условий пласта дебитами обеспечивает поддержание постоянных контуров отра-

ботки в заданных объемах По окончании обработки блоков (извлечение 85–90% металла) осуществляется рекультивация вырабатываемого пространства путем промывки законтурными водами с использованием промывных вод в технологическом процессе или иными способами Одновременно рекультивируется поверхность месторождения в пределах горного отвода

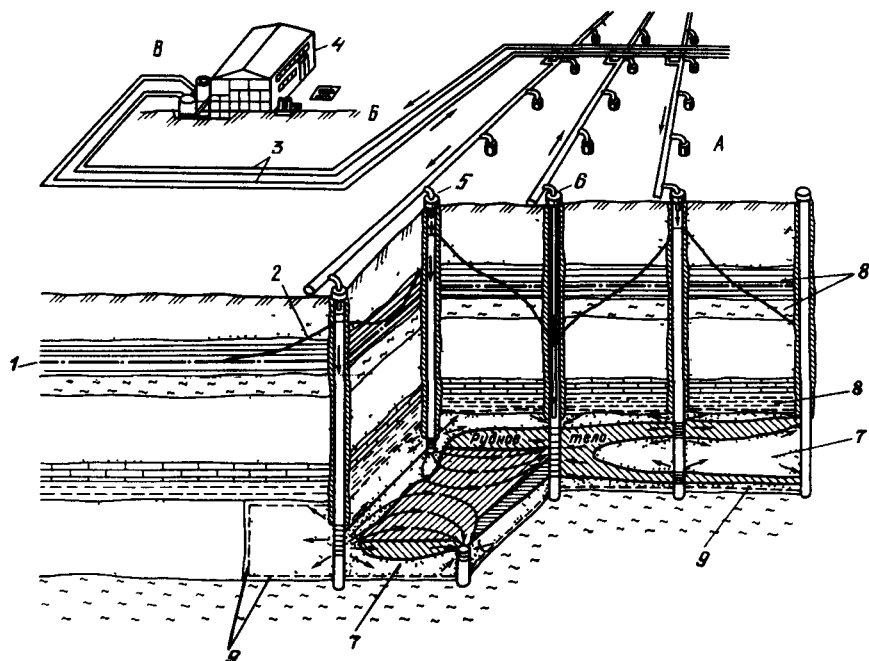


Рис 60 Принципиальная технологическая схема предприятия ПВ
Комплексы А – геотехнологический, Б – транспортировочный, В – технологический

1–2 – уровень воды 1 – статический, 2 – динамический, 3 – магистральные трубопроводы, 4 – установка по переработке продуктивных и приготовлению рабочих растворов, 5–6 – скважины 5 – закачные, 6 – откачные, 7 – водоносные пески, 8 – водоупорные породы, 9 – контуры обработки

Таким образом, данный способ ПВ представляет собой технологически замкнутую, безотходную, экологически щадящую технологию обработки месторождений со сложными горно-геологическими условиями эксплуатации. Ее основные элементы могут быть использованы и при обработке месторождений золоторудного сырья, в первую очередь россыпей, в значительной степени аналогичных по горно-техническим условиям гидрогенным урановым месторождениям

В разных геокриологических условиях (россыпь золота может быть приурочена к зонам таликов или многолетней мерзлоты) технологические схемы выщелачивания будут отличаться процессом рудподготовки (оттаивания) продуктивного пласта (рис. 61). В целом в зависимости от природных условий и геотехнологических свойств золотоносного пласта технологическая схема ПВ россыпей может претерпевать определенные изменения и усложняться, однако ее основные элементы (сооружение скважинного поля, переработка продуктивных растворов, рекультивация недр и поверхности) являются неизменными базовыми элементами технологии

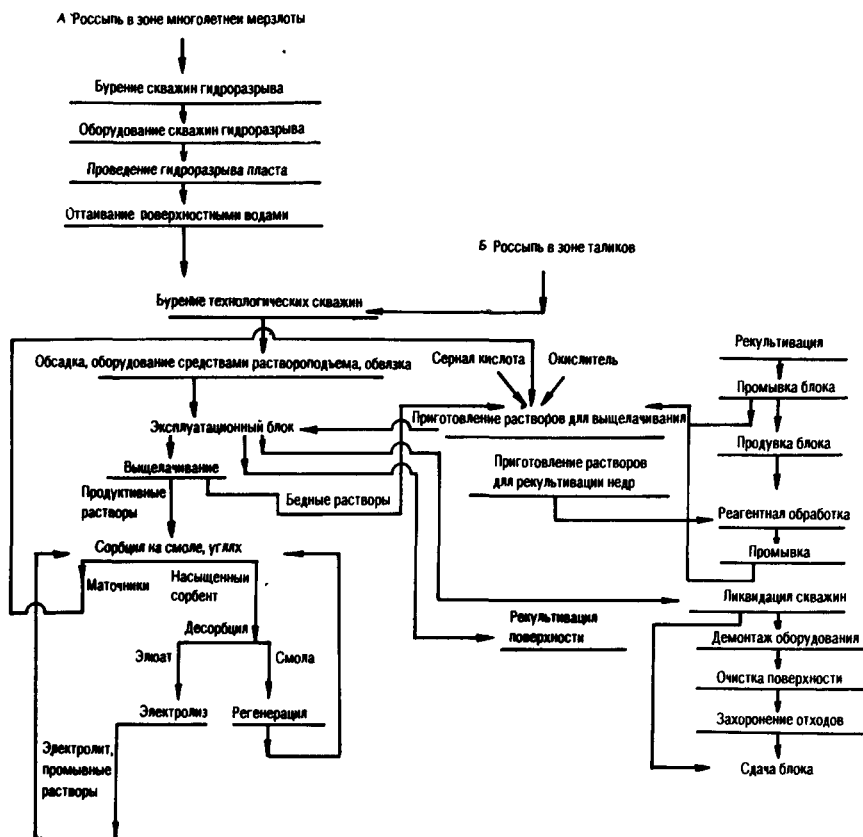


Рис 61 Принципиальная технологическая схема бесцианидного подземного выщелачивания золота из россыпей, находящихся в разных мерзлотных условиях (А, Б)

Процессы сорбционного предела продуктивных растворов выщелачивания с достаточной детальностью описаны в ряде работ [16,37,42,48,59,70] В дальнейшем изложении имеет смысл остановиться на специфических вопросах, имеющих важное значение для подземного выщелачивания золота, в частности, на способах подготовки мерзлых россыпей к выщелачиванию, приемлемых скважинных системах, способах интенсификации процессов ПВ, конструкторских технологических скважин и вопросах охраны недр и поверхности от загрязнения техногенными новообразованиями

7.3. ПОДГОТОВКА ПЛАСТА К ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ЗОЛОТА ИЗ МЕРЗЛЫХ РОССЫПЕЙ

Работы по оттаиванию продуктивного горизонта включают следующие этапы сооружение скважин, формирование начального слоя талых пород высоконапорным гидравлическим воздействием (ВГВ), оттаивание пород необходимой мощности

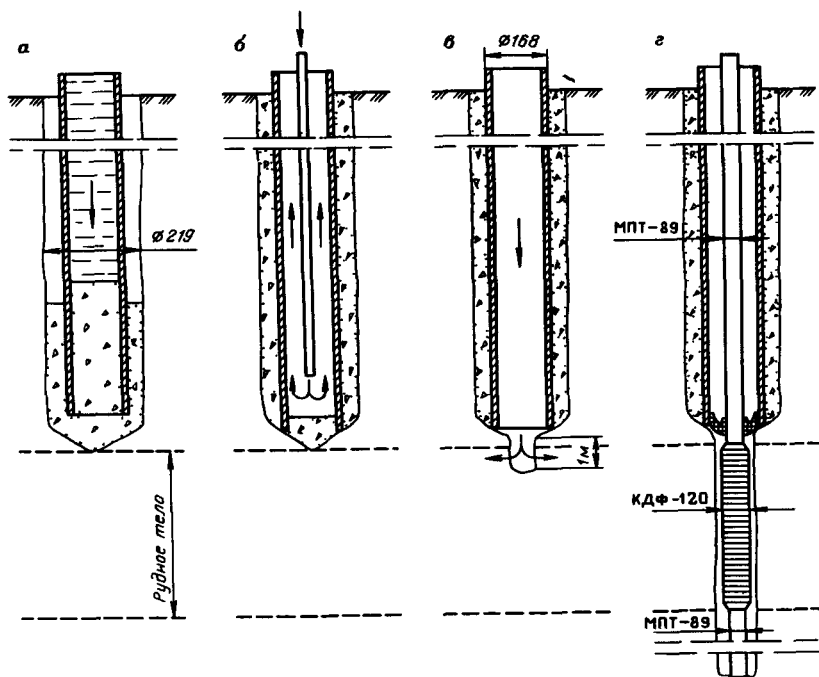


Рис 62 Последовательность (а-г) сооружения скважин и работ по ВГВ мерзлого пласта

На первом этапе работ сооружается одна нагнетательная и четыре откачных скважины.

Конструкция нагнетательной скважины и последовательность ее сооружения определяются в соответствии с основным назначением – выполнением операции ВГВ, проведением оттаивания мерзлых пород в продуктивном интервале и подачей выщелачивающих растворов. Многофункциональность скважины предполагает двухколонную конструкцию.

Нагнетание расчетного объема цементного раствора с добавками интенсификатора схватывания (например, гипса) производят насосом через оголовник, которым оборудуется техническая колонна. Перед нагнетанием колонну приподнимают над забоем, а после нагнетания цементного раствора и расчетного объема продажной жидкости колонну опускают (рис. 62,а).

Для обеспечения оптимальных условий затвердевания цементного раствора внутри технической колонны опускают шланг и колонну вспомогательных труб для обеспечения циркуляции воды в период затвердевания (см.рис. 62,б). Критическим условием циркуляции жидкости внутри колонны в этот период является недопущение растепления пород раствором на границе цементации, что может привести к изменению массовой доли воды, образованию каверн и пустот между породой и затвердевшим цементным камнем. По образовавшимся каналам при ВГВ жидкость разрыва может прорваться на поверхность.

Критическое время циркуляции жидкости внутри колонны t (сут) определяется следующей зависимостью:

$$t = \frac{60R_0^2 F_0}{a_n}, \quad (31)$$

где R_0 – радиус скважины, м; F_0 – коэффициент пропорциональности; a_n – температуропроводность мерзлых пород, $\text{м}^2/\text{ч}$;

$$a_n = \lambda_n / C_n, \quad (32)$$

где λ_n – коэффициент теплопроводности породы, $\text{Вт}/(\text{м}^0\text{С})$; C_n – удельная объемная теплоемкость породы, $\text{Дж}/(\text{м}^3\text{С})$;

$$C_n = C_{\text{ск}} \gamma_{\text{ск}} + C_{\text{л}} W \gamma_{\text{ск}}, \quad (33)$$

где $C_{\text{ск}}$ – удельная теплоемкость минерального скелета, $\text{Дж}/(\text{кг}^0\text{С})$; $\gamma_{\text{ск}}$ – плотность минерального скелета, $\text{кг}/\text{м}^3$;

C_d – удельная теплоемкость льда, Дж/(кг·°С); W – влажность, доли ед.

После завершения затвердевания цемента скважину углубляют на 1–1,5 м ниже кровли рудного тела для выполнения второго этапа работ – операции ВГВ в режиме гидроразрыва пород (см. рис. 62, в).

Гидроразрыв – явление, происходящее в том случае, когда темп подачи жидкости многократно превышает естественную приемистость пород и пропускную способность возникающих полостей, что сопровождается скачкообразным ростом давления до величины, достаточной для формирования полости по направлению сил действия жидкости. После появления полости давление скачкообразно падает вследствие многократно возросшей гидропроводности массива.

Варианты поверхностных комплексов ВГВ приведены на рис. 63.

В результате работ по ВГВ в заданном интервале глубин создается полость гидроразрыва, обеспечивающая гидравлическую связь закачной скважины с откачными.

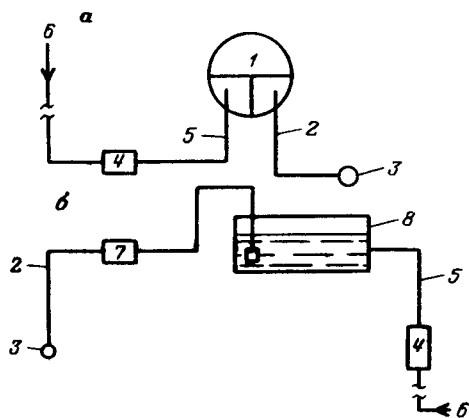
Давление разрыва пород контролируется напряженным состоянием вблизи скважин, которое определяется в основном глубиной и физико-механическими свойствами пород.

Условие создания горизонтальной плоскости – превышение прочности радиальными напряжениями породы σ_r . Критерий разрыва:

$$P_{кр} - \sigma_r = \sigma_{сж}. \quad (34)$$

Рис. 63. Варианты (а, б) поверхностных комплексов оборудования ВГВ:

1 – насосный агрегат ЦА-320; 2 – нагнетательная линия; 3 – оголовок скважины ВГВ; 4 – вспомогательный насос НБ-3; 5 – водоподающая линия; 6 – источник водоснабжения; 7 – насос НБ-3; 8 – промежуточная емкость



С учетом формулы критерия и известного решения имеем

$$P_{кр} = \frac{2(1-\nu)\sigma_{п} - (1-\nu)\beta\sigma_{сж} \left[1 - 0,5 \left(\frac{R_0}{R_i} \right)^2 + (1-\nu)\sigma_{сж} \right]}{2(1-\nu) - (1-2\nu)\beta \left[1 - 0,5 \left(\frac{R_0}{R_i} \right)^2 \right]} \quad (35)$$

$$\sigma_{п} = \sigma_r + K(\sigma_{z_0} - \sigma_{r_{\infty}}), \quad (36)$$

где ν – коэффициент Пуассона; $\sigma_{п}$ – эффективное давление, МПа; β – постоянная Био; $\sigma_{сж}$ – прочность пород на сжатие, Мпа; R_0 – радиус скважины, м; R_i – радиус зоны переходного состояния, м; K – отношение составляющих горного давления; σ_{z_0} – вертикальное горное давление, МПа; $\sigma_{r_{\infty}}$ – радиальное горное давление в массиве на бесконечности, МПа;

С учетом того, что $R_i^2 \gg R_0^2$, можно записать

$$P_{кр} = \sigma_{r_{\infty}} + \frac{2(\sigma_{п} - \sigma_{r_{\infty}}) + \sigma_{сж}}{2 - \left(1 - \frac{2\nu}{1-\nu} \right)} \quad (37)$$

Составляющие горного давления находятся по зависимостям

$$\sigma_{z_0} = 0,01\gamma_{п}H;$$

$$\sigma_{r_{\infty}} = 0,01\lambda\gamma_{п}, \quad (38)$$

где H – расстояние до земной поверхности, м; λ – коэффициент бокового распора: $\lambda = \nu(1-\nu)$.

Радиус полости R определяется из условия

$$\pi \left(\frac{R}{2} \right)^{1/2} K_0 = \int_{R_0}^R \frac{P_{кр} - \sigma_{r_{\infty}}}{(R^2 - r^2)^{1/2}} r dr, \quad (39)$$

где K_0 – коэффициент интенсивности напряжений.

В результате интегрирования получим

$$\pi \left(\frac{R}{2}\right)^{1/2} K_0 = (P_{кр} - \sigma_{г\infty}) \left(\frac{3}{2} \frac{\sqrt{R^2 - R_0^2}}{R^3} + \frac{1}{2} \frac{\sqrt{R^2 - R_0^2}}{R} \right). \quad (40)$$

Данное уравнение решается итерационным путем с помощью формулы Ньютона.

Мощность полости $W(m)$ рассчитывается по формуле

$$W = \frac{8(1 - \nu^2) R (P_{кр} - \sigma_{г\infty})}{\pi E}. \quad (41)$$

Таким образом, давление $P_{схл}$, предотвращающее смыкание полости и определяющее оптимальные условия гидроразрыва, может быть рассчитано так:

$$P_{схл} = \sigma_{г\infty} + \pi \left(\frac{R}{2}\right)^{1/2} K_0. \quad (42)$$

После завершения операции ВГВ и образования полости-сбойки между нагнетательной и откачными скважинами приступают к первому этапу оттаивания. В результате теплоотдачи закачиваемой по полости ВГВ воды создают начальный слой талых пород мощностью около 0,5 м. После этого вскрывают оставшийся интервал рудного тела и доводят скважину до проектной глубины с оборудованием ее эксплуатационной колонной из полиэтиленовых или иных труб с фильтром КДФ-120 и отстойником (см. рис 62,з).

На третьем (основном) этапе оттаивание пород осуществляют за счет горизонтального фильтрационного потока, формируемого в талых породах закачкой воды в нагнетательную скважину и откачкой из откачных скважин. С этой целью выше устья закачной скважины устанавливаются промежуточные емкости, в которые от источника водоснабжения насосом подается вода. Из емкостей в скважину вода поступает самотеком. Для откачки воды из скважин используется эрлифт.

Скорость оттаивания зависит от льдистости, коэффициента фильтрации пород, начальной температуры пород и воды, длины пути фильтрации и напора.

Для расчета времени оттаивания в фильтрационном режиме форма зоны фильтрационного потока уподобляется пластине, а тепловой поток в мерзлую толщу осредняется по длине.

В этом случае время оттаивания t_0 (сут) под действием фильтрационного потока из закачной скважины составляет:

$$t_0 = \frac{Q_0 l_\phi h_0 b_s}{45 T_0 \sqrt{K_\phi Z}}, \quad (43)$$

где Q_0 – удельная энергоемкость оттаивания, Дж/м³; l_ϕ – расстояние между скважинами, м; h_0 – мощность оттаиваемого слоя, м; b_s – эквивалентная ширина фильтрационного потока, м; T_0 – температура фильтрующейся жидкости, °С; K_ϕ – коэффициент фильтрации пород, м/ч; Z – напор, м.

Величина Q , учитывающая расход энергии на нагревание породы от начальной температуры T_n до 0° С, плавление льда и прогрев талой породы, определяется по формуле

$$Q = C_n T_n + Q_\phi A \frac{C_t T_n}{2}, \quad (44)$$

где C_n , C_t – объемная теплоемкость мерзлой и талой породы, Дж/(м³·°С); Q_ϕ – удельная теплота фазовых превращений льда, Дж/кг; T_n – температура прогрева породы, °С; A – льдистость породы, кг/м³.

$$C_t = C_{ск} \gamma_{ск} + C_v W \gamma_{ск}, \quad (45)$$

где C_v – удельная теплоемкость воды, Дж/(кг·°С).

7.4. СКВАЖИННЫЕ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ, ПРИМЕНИМЫЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТАЛЫХ РОССЫПЕЙ

Системой разработки месторождений (или отличающихся по природным условиям частей месторождения) скважинным способом ПВ называется совокупность расположенных определенным образом технологических скважин и установленный

порядок их обработки, вывода из эксплуатации, связанные во времени и пространстве с управляемым химико-технологическим процессом перевода металла из руды в раствор, погашения и рекультивации отработанных блоков. Основными элементами скважинной системы ПВ являются:

схема расположения скважин в плане;

схема вскрытия рудных тел фильтрами технологических скважин;

гидродинамический режим обработки;

геотехнологический режим обработки.

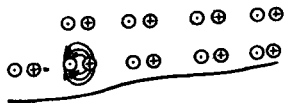
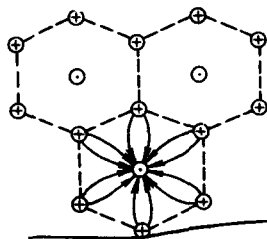
Выполнена группировка скважинных систем обработки по форме эксплуатационной ячейки и особенностям расположения рудных тел в разрезе [110]. Авторами данной работы выделены ячеистые схемы и схемы, учитывающие положение рудных тел в разрезе месторождения. На основании зарубежного опыта и анализа схем расположения скважин при обработке отечественных месторождений был сделан вывод о широком распространении при ПВ площадных схем с управляющими гидродинамическими параметрами за счет поочередного включения скважин, регулирования площади охвата рудоносной зоны (обращение в плане) путем изменения дебитов скважин и реверсирования потоков. При выборе системы разработки рекомендовано учитывать особенности расположения рудных тел в разрезе, их соотношение с вмещающими породами. Ограничение зоны растекания может быть достигнуто при применении искусственных противофльтрационных завес – гидродинамических или механических. В составе бесшахтных (скважинных) систем ПВ выделяют три основных класса: с площадным и с линейным расположением технологических скважин, а также с противофльтрационными завесами.

В табл. 25 приводится классификация скважинных систем ПВ, обобщающая разработки специалистов-геотехнологов в области обоснования, опробования и внедрения систем разработки на редкометалльных месторождениях с различными природными условиями.

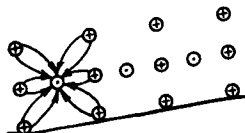
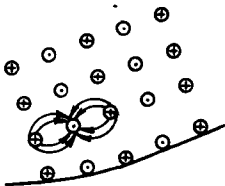
В практике обработки и при проектировании создаются различные условия интенсификации систем ПВ, учитывающие конкретные горно-геологические условия эксплуатации участков и рудных тел и геотехнологические свойства руд. Переменными параметрами систем в этом случае являются межскважинные расстояния, взаимное расположение скважин в ячейках, соотношение и длина фильтров откачных и закачных скважин, соотношение дебитов этих скважин, обеспечивающих различные гидро-

**Классификация скважинных систем подземного выщелачивания
полезных ископаемых**

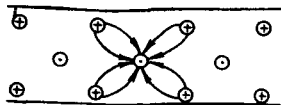
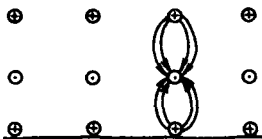
Класс	Подкласс	Группа по взаимному расположению скважин в плане	Подгруппа по направлению потоков относительно рудного тела в разрезе	Параметры и характеристика проницаемости рудных тел	
				в плане	в разрезе
Площадные	Ячеистые	Многоугольные (6-, 8-, 10-угольные ячейки с центральной откачной скважиной)	С горизонтальной фильтрацией	Широкие (> 150 м), анизотропные по проницаемости	Анизотропные по проницаемости в горизонтах средней (до 30 м) мощности
			С диагональной фильтрацией	То же	Изотропные
	Двухскважинные	С прямоугольным расположением пар скважин	С вертикальной фильтрацией С диагональной фильтрацией	Изотропные	



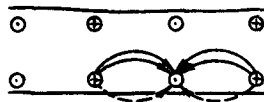
		С шахматным расположением пар скважин	С вертикальной фильтрацией	- " -	- " -
			С диагональной фильтрацией	- " -	- " -
Однскважинные		С прямоугольным расположением скважин двухколонной конструкции	С вертикальной фильтрацией	- " -	- " -
		С шахматным расположением скважин двухколонной конструкции	То же	- " -	- " -
		С различным чередованием скважин, работающих в режиме откачки-закачки (пушь-пуль)	С горизонтальной (с изменением направления) фильтрацией	- " -	- " -
Линейно-рядовые без ограничения контуров выщелачивания	С рядами, ориентированными вкрест простирания рудного тела	Линейные	С горизонтальной фильтрацией	Широкие (> 150 м), слабоанизотропные и изотропные	Анизотропные и изотропные
		С шахматным расположением откачных-закачных скважин	То же	Слабоанизотропные	Анизотропные
			С диагональной фильтрацией	- " -	Слабоанизотропные



Класс	Подкласс	Группа по взаимному расположению скважин в плане	Подгруппа по направлению потоков относительно рудного тела в разрезе	Параметры и характеристика проницаемости рудных тел	
				в плане	в разрезе
Линейно-рядовые без ограничения контуров выщелачивания	С рядами, ориентированными по простиранию рудного тела	Многорядные линейные и с шахматным расположением откачных-закачных скважин	С горизонтальной фильтрацией	Средней (150-80 м) ширины, слабоанизотропные	Слабоанизотропные
		Трехрядные линейные и с шахматным расположением откачных скважин	С горизонтальной фильтрацией	- " -	Слабоанизотропные
			С диагональной фильтрацией	- " -	Изотропные



Двухрядные с неизменным назначением скважин

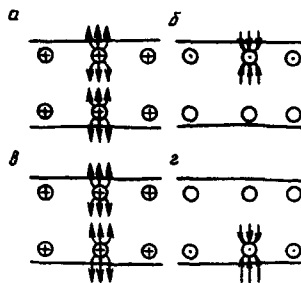


С горизонтальной фильтрацией

Узкие (50–25 м), слабоанизотропные

Слабоанизотропные

Двухрядные с переменным режимом и изменением назначения скважин



То же

То же

- " -

С диагональной фильтрацией
С вертикальной фильтрацией

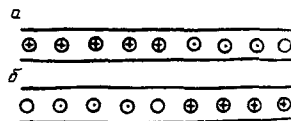
Анизотропные

Анизотропные

- " -

- " -


Однорядные с изменением назначения скважин по определенной части ряда и через скважину в заданном режиме (пуш-пуль)



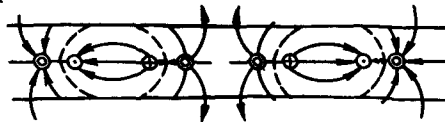
С горизонтальной (с изменением направления) фильтрацией

Весьма узкие (~ 25 м и менее), слабоанизотропные

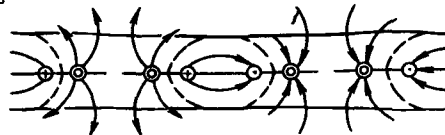
Изотропные и слабоанизотропные

Класс	Подкласс	Группа по взаимному расположению скважин в плане	Подгруппа по направлению потоков относительно рудного тела в разрезе	Параметры и характеристика проницаемости рудных тел	
				в плане	в разрезе
Линейно-рядовые без ограничения контуров выщелачивания	С рядами, ориентированными по простиранию рудного тела	Однорядные с применением пар скважин ВС и двухколонной конструкции 	С вертикальной фильтрацией	Изотропные	Изотропные
Линейно-рядовые с барражом (гидравлическими завесами)	С ориентировкой рядов технологических и барражных скважин по простиранию рудного тела	С применением гидравлических завес при ограничении растекания для двухрядных систем С применением гидравлических завес при ограничении растекания для однорядных систем	С горизонтальной фильтрацией То же	Узкие (50 м), изотропные Узкие (25 м и менее), изотропные	Слабоанизотропные и изотропные То же

а



б

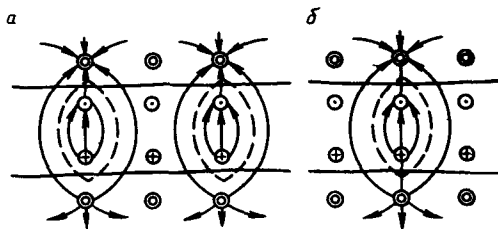


С ориентировкой рядов технологических и барражных скважин вкост простирания рудного тела

С применением гидравлических завес при ограничении растекания для двухрядных систем

- " -

Узкие (50 м и менее), изотропные



Примечание.

Скважины

- ⊙ — откачные;
- ⊕ — барражные;
- ⊗ — закачные;
- — резервные;
- линии тока

динамические режимы обработки, разные режимы подачи в пласт реагентов и окислителей. Конкретные параметры систем обработки для различных природных условий редкометалльных месторождений принимаются на основе многовариантных расчетов с прогнозом геотехнологических показателей и моделированием потоков растворов с применением ЭВМ по методикам и программам, разработанным для разных классов (ЕС ЭВМ, ПЭВМ) вычислительных машин.

Учитывая природные условия золоторудных месторождений, на начальном этапе проработки вопроса о применимости для их эксплуатаций скважинной технологии ПВ для опробования на группе месторождений, представленных окисленными зонами дробления сульфидных руд, могут быть рекомендованы варианты систем, ориентированных по простиранию рудного тела, в первую очередь двух- и однорядных, с изменением назначения скважин, горизонтальной и диагональной фильтрацией, возможно, с гидравлическими завесами. При обработке россыпных месторождений в зонах вечной мерзлоты после предварительной их подготовки к ПВ в фильтрационном режиме могут быть опробованы различные модификации ячеистых систем, двух- и односкважинных с различным направлением потоков, а для россыпей незначительной ширины – линейно-рядовые системы, ориентированные по их простиранию, с гидравлическими завесами. Пониженная проницаемость руд в ряде случаев потребует применения различных способов интенсификации процессов подземного выщелачивания.

7.5. СПОСОБЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Интенсификация процесса ПВ осуществляется, как отмечалось, с целью повышения степени извлечения полезных компонентов, снижения расхода реагентов и уровня экологической напряженности на геотехнологических предприятиях. Имеется достаточно представительная сводка по существующим и предлагаемым способам интенсификации [38].

Выделяют три основных группы способов воздействия на пласт и рудное тело с целью интенсификации процесса ПВ: гидродинамические, физико-химические и физические (табл. 26). *Гидродинамические* способы интенсификации как составная часть регламента технологии были частично рассмотрены при описании ряда систем разработки. В настоящее время для интенсификации процесса выщелачивания редкометалльных руд рекомендованы пульсирующие режимы работы технологических

Способы интенсификации процессов ПВ при применении скважинной технологии

Способы воздействия на рудные тела и пласт	Технологические приемы
Гидродинамические	Пульсирующий режим работы скважин Изменение направления движения растворов в процессе выщелачивания (реверсирование, косой поток и др.) Поинтервальная обработка зон оруденения с различной проницаемостью Заводнение пласта и рудных тел
Физико-химические	Принудительное нагнетание реагента в пласт Предварительное закисление пласта Использование геохимической зональности и природных окислителей Введение в процесс дополнительных реагентов-окислителей Окисление руд в режиме подачи газонасыщенных растворов (поскважинное и централизованное газонасыщение)
Физические	Окисление руд в режиме вытеснения пластовых вод Создание зон повышенной проницаемости поинтервальным гидроразрывом Создание зон повышенной проницаемости с протяженными коллекторами в режиме гидроразрыва Воздействие на прифилтровую зону и рудное тело токами высокой и низкой плотности Воздействие на прифилтровую зону пневмоакустическими и другими способами

скважин, создаваемые чередованием работы отдельных закачных и откачных скважин. При этом применяют [39] различные режимы работы технологических скважин (рис. 64).

С целью интенсификации процесса ПВ в застойных зонах, возникающих при обработке линейно-рядовыми системами, предложен и апробирован в натуральных условиях способ [60] изменения направления потоков на втором периоде обработки рудных тел (извлечение 45–55%). Рекомендуется также [116] реверсирование потоков на 180° для интенсификации процесса извлечения металла. Для предотвращения растекания за пределы контуров обработки и поднятия уровня пластовых вод могут применяться различные способы закачки жидкости (газа) в пласт [7,8,10,66]. В последнем случае важным элементом является создание механической завесы с внешней стороны рудной залежи. Пример проектного решения и данные о реализации проекта заводнения пласта в режиме закачки вод большим давлением (4,5 МПа) приводится в работе [124]. Там же оценивается техническая

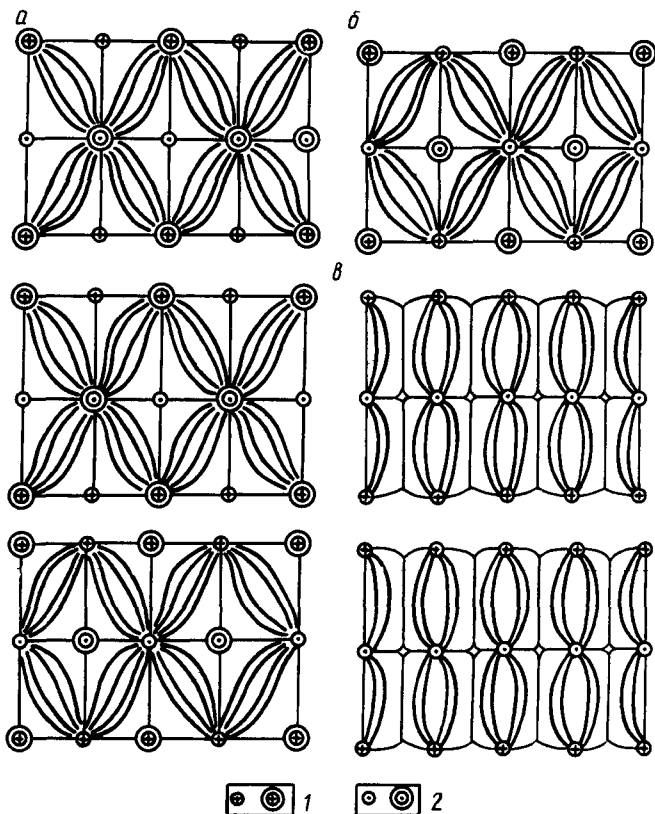


Рис 64 Схема переменного режима работы скважин'

a – нечетный период, *б* – четный период, *в* – работа всех скважин. Скважины: 1 – закачные, 2 – откачные

возможность принудительной подачи реагентов в интервалы с пониженной проницаемостью.

Снижение расхода реагентов в ряде случаев достигалось тем, что перед подачей в пласт выщелачивающих растворов проводилось предварительное закисление блоков ПВ [82], подбирались оптимальные составы и концентрации растворимых в реагентах окислителей [68]. Перечисленные выше способы *физико-химической интенсификации* применялись при сернокислотном выщелачивании редкометалльных месторождений. Возможность использования либо этих способов на месторождениях других ме-

Рис 65 Принципиальная схема подачи воздушно-водяной смеси по специально оборудованной трубе

1-2 – трубы подвода реагентов (1) и газа (2), 3 – переходник; 4 – центральная труба, 5 – нагнетательная скважина, 6 – продуктивный пласт, 7 – боковые отверстия, ориентированные в направлении, обратном движению смеси

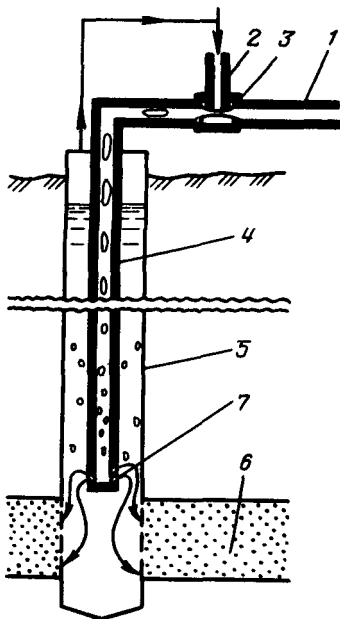
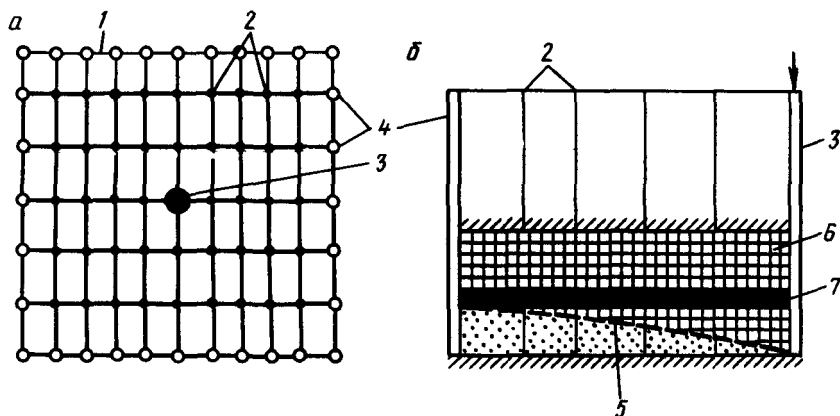


Рис 66 Способ предварительного окисления пласта в режиме вытеснения поровых вод

а – схема расположения скважин, б – положение пьезометрического уровня в период осушения горизонта 1 – контур блока, 2-4 – скважины 2 – для подачи растворов, 3 – для подачи газа, 4 – для отбора растворов, 5 – пьезометрический уровень, 6 – фронт раздела потоков воздуха и пластовой воды, 7 – рудное тело



таллов, либо иных реагентов выщелачивания должна быть проверена в лабораторных и полевых условиях

В последнее время проводились экспериментальные работы по использованию в качестве окислителей – интенсификаторов процесса технического кислорода и кислорода воздуха. Основные сложности в реализации данного направления состояли в обес-

печении высоких (от 500 до 1200 мг/л) концентраций растворенного кислорода в рабочих растворах, необходимых для достижения высоких ОВП в зоне реакции с рудой. Для подачи кислорода предлагались различной конструкции эжекторы, диспергаторы и другие технические решения. Наилучшие условия растворения кислорода обеспечивают схемы, при которых насыщение газом осуществляется в процессе закачки газовой смеси в раствороподающей трубе (рис. 65). Способ опробован на ряде отечественных и зарубежных объектов [40]. Способ приготовления газосодержащих растворов высокой концентрации разработан во ВНИПИпромтехнологии. Подача кислорода или воздуха в пласт в режиме вытеснения поровых вод (рис. 66) позволяет повысить эффективность подготовки эксплуатационных блоков за счет повышения степени окисления руд, сокращения времени окисления и расхода реагентов [73].

Поинтервальный гидроразрыв – один из *физических способов* воздействия – может производиться в породах осадочного типа с пониженной (до 1 м/сут) проницаемостью и в скальных рудах с развита естественной трещиноватостью с целью повышения их проницаемости. Гидроразрыв осуществляется с использованием высоконапорных (до 30 МПа) насосов и специального оборудования. Существует схема обвязки и структура технологического комплекса для обеспечения гидроразрыва пласта [38]. Для повышения производительности технологических скважин на ряде объектов использовались устройства обработки токами невысокого (20–40 В) напряжения. Достаточно эффективным способом борьбы с химической и механической коагуляцией скважин является пневмоимпульсная обработка прифилтративной зоны с помощью специальных установок типа АСП и АСПТ.

7.6. КОНСТРУКЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

Технологическая скважина является основным звеном в технологическом процессе ПВ, через которое осуществляются подача в пласт реагентов и окислителей и откачка продуктивных растворов. На выбор конструкции технологических скважин влияют:

геологические условия месторождений (глубина залегания и мощность рудных тел, физико-механические свойства рудовмещающих и перекрывающих отложений);

гидрогеологические условия месторождений (мощность и проницаемость рудовмещающего и всех вышележащих горизонтов, проницаемость руд и вмещающих пород, их устойчивость, кавер-

нозность, глубина залегания уровней вод рудовмещающих и вышележащих горизонтов);

принятые схемы расположения скважин в плане, способ вскрытия продуктивного горизонта (совершенный, несовершенный), гидродинамический и геотехнологический режимы ведения процесса;

проектный дебит скважин по закачке и откачке, условия его поддержания в процессе эксплуатации;

тип и конструкция раствороподъемных устройств;

проектное время отработки блоков;

состав выщелачивающих реагентов, откачиваемых растворов, новообразований в ходе процесса и ряд других факторов.

При обосновании конструкций технологических скважин учитывают следующие условия [80]:

1) обеспечение высокой стойкости материала обсадных труб к химически агрессивным средам;

2) обеспечение механической прочности обсадных труб в условиях горного давления и гидродинамических нагрузок;

3) выбор внутреннего сечения обсадных труб с учетом возможности выполнения ремонтно-восстановительных работ, цементирования скважин для создания гидроизоляции зон движения рабочих и продуктивных растворов и проведения необходимых геофизических и гидрогеологических наблюдений за ходом процесса ПВ;

4) возможность создания надежной гидроизоляции надрудного горизонта, особенно в случае эксплуатации маломощных рудных тел, находящихся в зоне водоносных горизонтов;

5) соблюдение в процессе бурения целостности нижнего водопора (в случае его перебуривания необходимо предусматривать тампонирование);

6) изготовление утяжелителя для спуска в скважину полиэтиленовых обсадных колонн из инертных материалов или же возможность извлечения его;

7) при оборудовании нижней части фильтра отстойниками с окнами для облегчения освоения скважины – возможность перекрытия окон после окончания работ по освоению;

8) использование для предотвращения проникновения рабочих растворов в затрубное пространство скважин специального оборудования устья;

9) соблюдение соответствия срока службы скважин и срока отработки блока;

10) обеспечение возможности использования скважин для осуществления мероприятий по рекультивации эксплуатационного

блока по завершении процесса и ликвидации скважин как источника связи между горизонтами.

На полигонах подземного выщелачивания сооружаются технологические (откачные и закачные или сложной конструкции, обеспечивающие одновременную закачку и откачку растворов, специальные для проведения гидроразрывов и других мероприятий) скважины, а также наблюдательные гидрогеологические скважины в контуре отработки и за его пределами. Типовые конструкции одноколонных (наиболее распространенных на предприятиях ПВ) технологических скважин показаны на рис. 67. Диаметры скважин и эксплуатационных колонн выбираются в зависимости от типоразмера раствороподъемных устройств, геологических и гидрогеологических условий, сортамента обсадных труб.

В качестве материала обсадных и эксплуатационных колонн при подземном выщелачивании металлов широко используются полиэтиленовые трубы, обсадные трубы из нержавеющей стали.

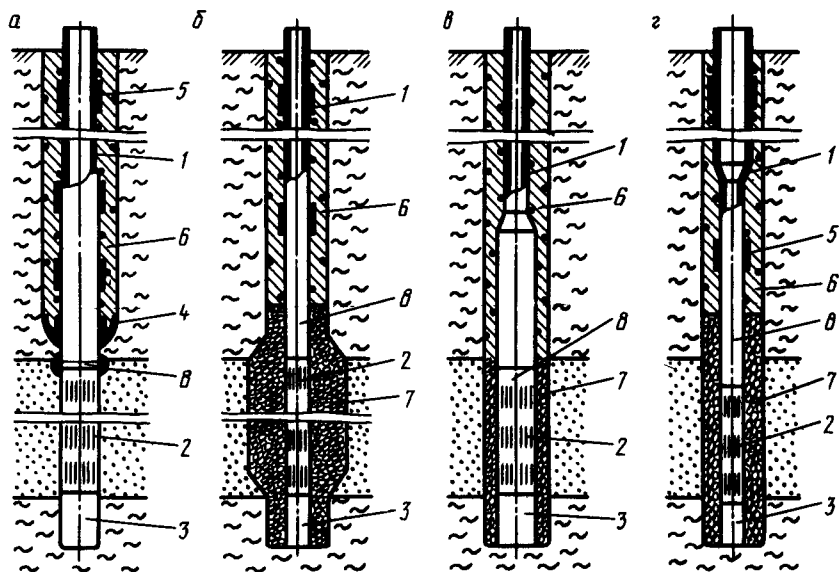


Рис. 67. Типовые конструкции одноколонных эксплуатационных скважин ПВ: а — с гидроизоляцией при помощи пакера (манжеты), б — с гравийной отсыпкой фильтров, в — с комбинированной эксплуатационной колонной и эрлифтным подъемом продуктивных растворов, г — с комбинированной эксплуатационной колонной и подъемом продуктивных растворов с помощью погружных насосов. 1 — эксплуатационная колонна; 2 — фильтр; 3 — отстойник; 4 — разобщающаяся манжета с цементировочным устройством; 5 — утяжелитель; 6 — гидроизоляция; 7 — песчано-гравийная отсыпка; 8 — центратор

Диаметры полиэтиленовых труб 90–180 мм при толщине стенки 2–20 мм, стеклопластиковых – соответственно 78–193 и 4–9 мм, металлопластовых – 89–200 и 10–12,5 мм, из нержавеющей стали – 114–277 и 6–12 мм Соединения труб при обсадке – сварка, муфты, резьба

Рис 68 Щелевой фильтр из нержавеющей стали
1 – труба, 2 – отверстия в трубе, 3 – вкладыш, 4 – щели во вкладыше

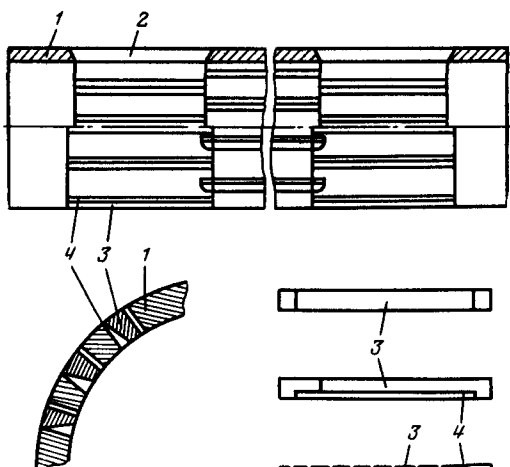
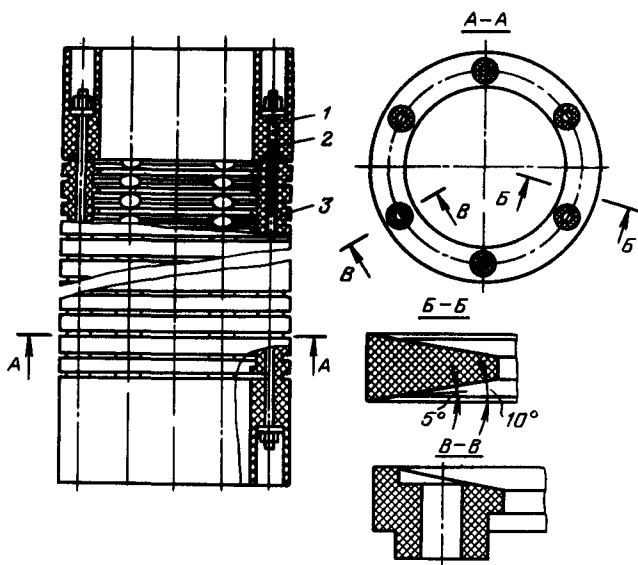


Рис 69 Дискový фильтр
1 – полиэтиленовый патрубок, 2 – стягивающие шпильки, 3 – диски



При сооружении скважин применяются фильтры различных конструкций: трубчатые с круглой и щелевой перфорацией, щелевые, сетчатые, дисковые. Тип фильтра (рис. 68, 69) выбирается с учетом условий работы скважин, заданных дебитов, granulометрии продуктивных горизонтов. Гидроизоляция производится различными способами: через заливочные трубки и цементировочные устройства различных конструкций. В зависимости от глубины залегания продуктивного пласта для раствора-подъема используются насосные установки вакуумного типа, диафрагменные насосы, погружные насосные агрегаты (типа ЭЦВ6-25 140ХГ, ЭЦВ6-10-235 ХГ/УБ, ПЭЦ 6-240-160), эрлифтные системы различных конструкций.

Бурение технологических скважин для ПВ осуществляется станками типа УРБ-3РМ, 1БА-15В, УВВ-500, серийно выпускаемыми машиностроительными заводами горного оборудования.

8. РЕСУРСОВОЗОБНОВЛЯЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

8.1. ГЕОХИМИЯ ЗОЛОТА В ОТВАЛЬНОМ МАССИВЕ

Разработка технологических решений выщелачивания золота в определенной мере основывалась на его геохимии. Ниже с учетом того, что природные геохимические процессы отличаются от геотехнологических интенсивностью протекания, наличием и видом активных реагентов и т.д., более подробно рассмотрим условия и возможности перераспределения золота в отвальном массиве, происходящего преимущественно под действием процессов гипергенеза.

Хотя устойчивость золота общеизвестна, многие факты говорят о его значительной подвижности в гипергенных процессах (т.е. природных, без введения специальных агентов) при определенных условиях. Так, при хранении золотосодержащих пород в отвалах и складах, образуемых на стадии горного и обогащительного производств, происходят значительные геохимические преобразования их исходного качества. Дюализм поведения золота (как инертного, так и геохимически подвижного элемента) объясняется, с одной стороны, его низкой растворимостью, с другой, – способностью к комплексным образованиям и механической миграции в виде субмикроскопических форм. Механическая и геохимическая подвижность золота определяется фор-

мой его нахождения – крупное самородное золото, тонкое (косовое), связанное в обломках и минералах.

При разрушении золотосодержащих пород в процессе их хранения в техногенных минеральных объектах (ТМО) золото может переходить в раствор, мигрировать и осаждаться вновь. Учитывая, что среднее содержание золота в породах ореолов рассеяния (поступающих при разработке в отвалы и склады) месторождений кварцево-жильного типа составляет 60–125 мг/т, кварц-сульфидного вкрапленно-прожилкового типа 50–550 мг/т, а колчеданно-полиметаллического – около 20–40 мг/т, проблема внутриотвального обогащения приобретает важное значение [92].

Миграционные свойства золота при техногенном минералообразовании обусловлены степенью устойчивости к разрушению его минералов-носителей. По устойчивости к выносу золота горные породы ТМО образуют следующий ряд: метаморфические – магматические кислые – габброиды – ультрабазиты – гранодиориты – кварцевые диориты – диориты – габбродиориты – амфиболиты – углистые – глинистые сланцы – алевролиты.

Кроме механического переноса, в условиях хранения горной массы в ТМО возможны химическое растворение, перенос и отложение золота.

Растворение, миграция и осаждение золота в условиях ТМО зависят главным образом от размера его выделений во вмещающих горных породах, минерального состава и структурно-текстурных особенностей пород, физико-химических свойств среды, в которой происходит перераспределение металла, и возникающих на пути миграции геохимических барьеров, обуславливающих концентрацию золота. В частности, в процессе окисления чем крупнее золотины, тем меньше в породах сульфидов (особенно пирита) и монолитнее порода, тем при прочих равных условиях ниже растворимость золота. Из внутренних факторов геохимии золота имеют значение переменная валентность элемента (известно, что в природе золото может находиться в трех возможных состояниях – Au^0 , Au^+ и Au^{3+}) и способность его к образованию комплексных соединений.

При хранении в ТМО золотосодержащих горных пород в раствор переходит микроскопическое и тонкодисперсное золото. Тонкодисперсное золото высвобождается из вмещающих минералов после разрушения их кристаллических решеток, легко мигрирует и перераспределяется в отвальном массиве.

Максимальному растворению золота способствуют более высокие значения отношений кальция к магнию, кремния к железу, калия к натрию и ванадия к хрому. Чем выше степень диффе-

ренциации порообразующих элементов, тем благоприятнее условия для перераспределения золота и его миграции

При этом, как и в обычной геотехнологии, для вскрытия золотосодержащих пород возможно применение щелочных растворов цианида натрия или калия, кислых растворов тиомочевины и хлорной воды. В качестве основных растворяющих реагентов используют воду и водные растворы FeCl_2 , $\text{Fe}(\text{SO}_4)_3$, CuCl , CuSO_4 , NaCl , HCl , H_2SO_4 , большинство из которых образуется непосредственно в отвальном массиве.

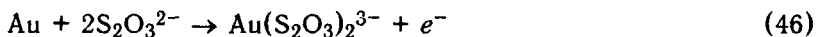
Золото растворяется также отвальными водами, содержащими галогенидные, азотно- и сернокислые соли щелочных металлов, органические кислоты и специальные бактерии.

В сернокислых средах в присутствии сильных окислителей (диоксида марганца, кислорода, Fe^{3+} и Cu^{2+}), растворение золота происходит интенсивнее.

Существенным моментом, как отмечалось, является способность золота к комплексообразованию, значительно повышающему в определенных условиях (наличие и устойчивость комплексообразователей) его миграционную способность.

Металлы, обладающие сильной тенденцией к комплексообразованию (платиноиды, трехвалентное золото, ртуть, таллий, висмут), формируют высшие галогенидные комплексы даже при небольшой концентрации ионов галогенидов, тогда как для возникновения высших галогенидных комплексов германия, железа, галлия и подобных им металлов требуются более высокие концентрации галогеноводородных кислот. В присутствии галогенид-ионов происходит окисление золота с последующим его растворением более слабыми окислителями, чем в их отсутствие.

В массиве ТМО часто возникают высококонцентрированные растворы кислородных соединений серы низкой валентности, обладающих по отношению к золоту комплексообразующими свойствами. Первым промежуточным продуктом окисления сульфидов является теосульфат, который устойчив в нейтральных и щелочных растворах и разлагается в кислых средах с выделением элементарной серы. В ходе этой реакции ион тиосульфата образует с золотом растворимые комплексные соединения:



* Золото, представленное субмикроскопическими включениями в пирите, наиболее растворимо, что обусловлено действием сульфата железа (III).

Окисление золотосодержащих пиритов и пирротинов протекает интенсивнее при pH 5,5 и Eh 0,8 В. При этом в маломинерал-

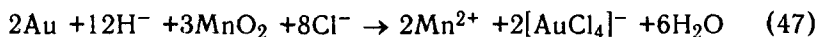
лизованных водах характерным отрицательным комплексом золота является гидроксокомплекс $[\text{Au}(\text{OH})_2]^-$, а в сильноминерализованных отвалных водах с высоким содержанием золота – смешанные хлор-гидроксокомплексы типа $[\text{AuCl}_3\text{OH}]^-$.

В условиях хранения горной массы в массиве ТМО при окислении и растворении сульфидов, содержащих тонкодисперсное золото, последнее может непосредственно переходить в коллоидный раствор. Стабилизаторами коллоидного золота являются коллоидный кремнезем, карбонат натрия и $\text{Fe}(\text{OH})_3$. Другой путь образования коллоидных растворов золота – это восстановление золотосодержащих растворов, в частности, при действии FeSO_4 на раствор хлорида золота.

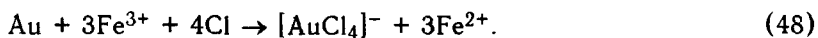
В процессах окисления золота важно присутствие хлорид-иона (активного хлора), необходимого для растворения оксидной пленки, оказывающей пассивирующее влияние. Активный хлор выделяется в результате действия отвалных кислых вод, содержащих хлориды, на диоксид марганца, представленный пиролюзитом, вадом или псиломеланом. Возможность такого растворения подтверждается обилием хлора (200–800 мг/л) в отвалных водах месторождений умеренно-сульфидных пород. В отвалах хлорид-ион образует с Au^{3+} устойчивое комплексное соединение – AuCl_4^- .

Суспензия диоксида марганца, устойчивая в течении длительного времени, в кислой среде обладает высоким окислительным потенциалом, достаточным для растворения золота в присутствии хлорид-иона как комплексообразователя.

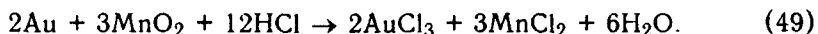
Окислительные реакции приводят к освобождению хлора, активно действующего на золото в момент выделения:



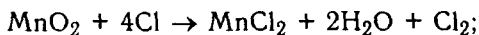
или



В растворах при одной и той же концентрации FeCl_3 растворимость золота выше для пород с более высоким содержанием марганца:



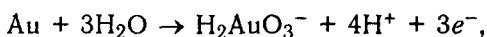
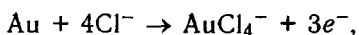
При этом в качестве промежуточного продукта образуется свободный хлор, являющийся окислителем золота:



Растворимое соединение AuCl_3 возникает при действии окислителей и растворяющих золото растворов хлоридов железа и меди. Растворяясь в воде, хлорное золото образует комплексное соединение типа $\text{H}_2[\text{AuCl}_3]$. Возможны комплексы с участием аммиака – $[\text{AuClNH}_3]$, металлов – $\text{Me}[\text{AuCl}_4]$, органических соединений, галогенидов – AuF_3 , AuBr_3 , AuI_3 .

В динамических условиях ламинарный поток раствора FeCl_3 , медленно омывая крупинки золота, растворяет поверхностный слой. В обратимой реакции $\text{Au} + 3\text{FeCl}_3 + \text{HCl} \rightleftharpoons \text{H}[\text{AuCl}_4] + 3\text{FeCl}_2$ равновесие сдвинуто влево. Однако свежие порции раствора FeCl_3 , вытесняя продукты реакции, все время поступают к поверхности золота, сдвигая равновесие вправо. Динамические условия способствуют окислению золота благодаря непрерывному выносу образующегося восстановителя Fe^{2+} . В хлоридной среде происходит заметное растворение золота, которое затем полностью сорбируется пиритом.

Некоторые аминокислоты в присутствии окислителей могут растворять золото со скоростью, приемлемой для технологии внутриотвального обогащения. Наиболее высокую золоторастворяющую способность проявляют серин, гистидин и аспаргин в присутствии окислителя – перманганата калия (3 г/л):



Переход золота в растворы происходит и под действием таких энергичных растворителей, как бром и иод, находящихся в виде щелочных бромидов и иодидов и образующих с разбавленной серной кислотой бромисто- и иодисто-водородную кислоты, выделяющие, даже под действием кислорода воздуха, свободные галогены.

Свободный иод возникает и при взаимодействии щелочных иодатов с солями железа (III).

Гуминовые кислоты также растворяют золото. Здесь необходимо учитывать то, что эти кислоты растворимы только в щелочных средах, а фульвокислоты – в кислых, нейтральных и щелочных. Обе кислоты дают с золотом комплексные соединения типа

хелатов, но фульвокислоты вследствие менее конденсированного ядра и более развитых периферических цепочек с большим количеством гидрофильных групп обладают значительно более высокой способностью к комплексообразованию, чем гуминовые. Получаемые золотофульватные комплексы очень устойчивы и разрушаются только окислителями.

Скорость фильтрации золотосодержащих растворов в отвальных массивах определяется наличием пустот, каналов и пористостью пород. Среднее значение пористости для песчаников составляет 10–20%, пористых известняков и доломитов – 5%, метаморфических пород (сланцы, мрамор, гнейсы) – 1–4%, магматических пород – 1–2%. Для сплошных сливных пород значения пористости принимают равными 1–4%. При высокой степени окисления сульфидных пород их пористость достигает 20–40%. Коэффициенты фильтрации, зависящие от проницаемости массива, обуславливают скорость движения растворов в отвале и степень взаимодействия растворов с кусками горной массы.

Формы переноса и осаждения золота в массиве ТМО множественны и зависят от состава золотомещающих пород и активных растворов, их Eh и pH и других факторов.

В условиях хранения золотосодержащих пород в ТМО золото может мигрировать в форме галогенидных и других неорганических комплексов, соединений с органическим веществом, в виде коллоидных частиц, суспензий и взвесей, коллоидов, защищенных гелями кремнезема и органических веществ, или в сорбированном состоянии на глинистых минералах и коллоидах гидроксидов железа, т.е. золото может находиться в растворах в коллоидной, взвешенной и истинно растворенной формах, в виде галогенидов и их соединений.

При окислении в условиях хранения горной массы в ТМО возможны также сульфатные $\text{Au}(\text{SO}_4)_2^-$, сульфитные $\text{Au}(\text{SO}_3)_2^-$, сульфидные AuS , тиосульфатные $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^-$, хлоридные AuCl_4^- и гидроксокомплексные $\text{Au}(\text{OH})_2^-$, $\text{Au}(\text{OH})_4^-$ формы и виды миграции золота.

Основные формы комплексов золота в водном растворе: Au^0 , Au^+ , Au^{3+} , H_3AuO_3^0 , H_2AuO_3^- , AuCl_2^- , AuCl_4^- , AuBr_2^- , AuBr_4^- , AuI_2^- , $\text{AuCl}(\text{OH})_3^-$, $\text{AuCl}_3(\text{OH})^-$, $\text{AuCl}_2(\text{OH})_2^-$, $\text{AuBr}_2(\text{OH})_2^-$, $\text{AuBr}_3(\text{OH})^-$, AuClBr_3^- , $\text{AuCl}_2\text{Br}_2^-$, AuCl_3Br^- , AuS , $\text{Au}(\text{SO}_4)_2^-$.

Золото активно мигрирует в массиве биотитовых и углистых пород. Горные породы отвалов, обогащенные железом, магнием, серой и углекислотой, активно выщелачиваются при хранении, что способствует усилению миграционных свойств золота.

При миграции золота в массиве ТМО его повышенное содержание обнаруживается в слабых, нейтральных или слабо-

щелочных гидрокарбонатных и сульфатных водах. Повышенная кислотность растворов способствует миграции золота.

Поскольку в кислых средах (при более низких рН) будет происходить разрушение тио- и гидроксокомплексов, природные анионные комплексы золота имеют тенденцию к большей устойчивости в щелочных, чем в кислых средах.

Перенос золота в виде AuCl_2^- , AuCl_4^- возможен в сильно-кислых (рН<1 и $E_h > 0,8$ В) хлористоводородных водах. В слабо-кислых и щелочных водах сульфидных ТМО (рН>6,5 и $E_h < 0,5$ В) при наличии тиосульфатов образуются, как отмечалось, весьма устойчивые тиосульфатные комплексные соединения золота типа $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$.

Наиболее благоприятной для выщелачивания золота из золото-кварцевых пород является щелочная среда с рН>8, а также среда с повышенной концентрацией HCl и тиосульфатных ионов.

Золото, переходящее в коллоидный раствор при разрушении золотосодержащих сульфидных минералов, является устойчивым, если в растворах имеется сульфат железа (III), так как он вследствие частичного гидролиза дает гидроксид железа, играющий роль защитного коллоида по отношению к золоту.

Растворы разного состава способны при взаимодействии с одним и тем же парагенезисом минералов изменить ход развития процессов в массиве отвала. В частности, золото может осаждаться на геохимическом барьере или, проходя через него, рассеиваться. Здесь проявляется дуализм в поведении золота: оно подвижно и инертно.

Локализованное техногенное концентрирование золота в результате переотложения его из растворов определяется наличием геохимических барьеров: кислородного, восстановительного (сероводородного), сульфатного, карбонатного, щелочного, углеродистого, сульфидного, испарительного, сорбционного или их комбинаций.

Повышение потенциала кислорода приводит к распаду всех, кроме коллоидных, миграционных форм золота, устойчивых только в восстановительной обстановке, и осаждению его в самородном состоянии.

Кислородный барьер в массиве ТМО образуется на участках резкой смены геохимической обстановки с восстановительных условий на окислительные. Так как в присутствии сильных окислителей золото обладает повышенной растворимостью, то увеличение окислительного потенциала само по себе не вызывает осаждения золота. А осаждение золота на окислительных барьерах

связано с поглощением его из растворов гидроксидами железа или марганца.

Восстановительный барьер в массиве ТМО возникает, когда окислительные условия резко сменяются восстановительными. Золото легко восстанавливается до самородного состояния различными восстановителями, например, органическими веществами. Любое понижение содержания кислорода в системе снижает допустимый порог растворимости золота. Восстановление золота также происходит под воздействием сероводорода, различных восстановительных форм металлов (Fe^{2+} , Mn^{2+} , Cu^+). В условиях сероводородного геохимического барьера сероводород является легкомигрирующим сильным восстановителем золота, осаждающим последнее в самородном состоянии. Резковосстановительная среда, вызывающая локализацию золотого техногенного оруденения, создается за счет окисления органического вещества, а также закисных форм марганца и железа. Восстанавливая из хлоридных растворов золото, осаждают такие минералы, как феррисульфат, сидерит, железистый кальцит. Двухвалентный марганец осаждает золото, переходя в четырехвалентное состояние. В нейтральной среде при смешении растворов MnSO_4 и AuCl_3 , при добавлении едкой щелочи происходит выпадение золота вместе с MnO_2 . Кроме органических веществ осадителем золота из его хлорида может служить и серный ангидрит.

Восстановительный сорбционный барьер является наиболее действенным по отношению к золоту.

Углеродистый барьер представляет собой частный случай восстановительного органического геохимического барьера. При этом возможны такие его сочетания: углеродисто-закисномарганцевый барьер, восстановительная обстановка на котором обусловлена совместным присутствием углеродного вещества или карбонатных форм марганца или железа; углеродисто-сульфидный геохимический барьер, функционирование которого обязано совместному присутствию углеродистого вещества и сульфидного железа; углеродисто-закисномарганцево-сульфидный барьер, на котором создание восстановительной обстановки связано с наличием в горных породах углеродистого вещества, сульфидов железа и закисного марганца.

Теллуриды золота очень легко разлагаются (*синергентный барьер*), и золото выпадает в виде тонкодисперсного порошка темно-коричневого цвета. Теллур же частью переходит в раствор, частью фиксируется в виде бесцветного теллурита и зеленоватых теллуритов железа – эммонсита и дурденита.

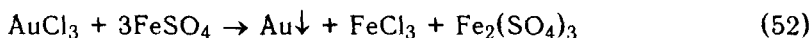
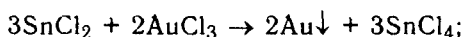
Выделение золота происходит и при смене химических свойств растворов, в частности, при изменении их кислотности –

щелочности. Например, золото выпадает при смене кислых растворов ($pH < 5$) основными, часто на границе гетит-вторичные сульфиды.

Сульфатный барьер приводит к техногенному огипсованию; на этом барьере образуются вторичные бариты, целестины и стронцианиты, содержащие металлическое золото

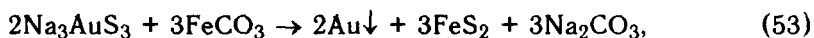
Существенное влияние на подвижность золота в массиве ТМО оказывает *карбонатный барьер*, на котором совместно с осаждением карбонатов меди (малахита и азурита) восстанавливается до самородного состояния и золото. При этом происходит обогащение золотом кальцита и других карбонатных минералов

Повышение концентрации золота в локализованном массиве ТМО золотосодержащих горных пород характерно для *щелочного геохимического барьера*, образуемого на участках резкой смены кислых вод нейтральными или слабощелочными. Его влияние на техногенное перераспределение золота зависит от величины pH . Если $pH < 8$, то золото концентрируется вместе с опалом, гидроксидами железа и т. д. При более высоких значениях pH золото не концентрируется. Щелочные геохимические барьеры функционируют также на контактах алюмосиликатных горных пород с известняками. Золото осаждается на фронте нейтрализации кислых растворов, вступающих в карбонатные породы. Происходящее при этом резкое повышение щелочности растворов при взаимодействии с известняками является основной причиной выпадения золота, характеризующегося большой миграционной способностью в кислых средах. Осаждение золота из его хлоридов происходит при их встрече с карбонатами, халькозином, пирротином и другими минералами, нейтрализующими кислоты. Хлористое золото наименее устойчиво и при разложении переходит в хлорное золото с выделением металлического осадка:



При встрече кислых золотосодержащих растворов с белым кварцем резко повышается pH — с 4–5 до 6–7, что вызывает совместное выпадение гидроксидов железа и золота из неустойчивых водных растворов $Fe_2(SO_4)_3$

Осаждается золото и в результате взаимодействия с выделившейся из бикарбонатов и карбонатов углекислотой:



когда раствор тиаурата попадает в слой сидерита, при этом образуются металлическое золото и пирит.

Из растворов хлорного золота под действием угольной кислоты золото выделяется в коллоидном состоянии. Из коллоидных растворов оно легко осаждается в результате коагуляции под действием различных электролитов и сульфидов. Так, на коллоидном лимоните вследствие коагуляции коллоидных частиц золота или в результате реакции обменного разложения обеспечивается быстрое образование самородного золота, при взаимодействии галогенида золота с сульфатом серебра или углекислотой.

Осаждение золота, мигрирующего в виде коллоида, может происходить и под действием противоположно заряженных коллоидов, например, гидроксида железа. Продуктом коагуляции золота и гидроксида железа является “горчичное” золото. Коллоидное золото, полученное восстановлением таннином из хлорного золота, извлекается из растворов следующими минералами, приведенными в порядке их убывающей способности осаждать золото: барит, каолин, кальцит, арсенопирит, кварц. Вторичное золото, образовавшееся при разрушении золотоносного гумата на щелочном барьере, свободно от примесей, имеет ядро, как правило, зерно кварца и обладает чешуйчатым строением.

Выделение золота на *сульфидном геохимическом барьере* происходит при миграции растворов через слой сульфидов, например, пирита. Все сульфиды, самородные металлы, силикаты и в особенности карбонатные минералы осаждают золото в самородном виде из его хлоридных растворов. Пирит и арсенопирит покрываются слоем мелкого, почти коллоидного золота, сфалерит и галенит — более плотной пленкой. Причем осадителем золота является пирит с дырочной (+), а не электронной (–) проводимостью.

При длительном осаждении золота сульфиды “анода” покрываются рыхлыми гидроксидами железа с эмульсионными включениями золота. В дальнейшем выделения золота укрупняются с возникновением дендритов, которые, срастаясь, образуют колонии, на которых вырастает более высокопробное губчатое золото.

На “катоде” появляются плотные почковидные выделения оксидов железа. Почковидные выделения внутри пустотелые, нередко с эмульсионными включениями золота. Причем скорость роста золотин пропорциональна содержанию золота в растворе и обратно пропорциональна скорости окисления сульфидов.

Растворенное золото реагирует на малейшие изменения электрического поля, выделяясь в местах сгущения силовых линий (на вершинах, ребрах, гранях токопроводящих кристаллов).

Можно выделить два механизма восстановления золота:

при какой угодно малой разности потенциалов за счет изменения изобарно-изотермического значения реакции $Fe^{2+} + Au^+ = Fe^{3+} + Au^0$, протекающей в граничном слое электрода — *электрохимическое осаждение*;

более интенсивный процесс осаждения золота, когда приложенная разность потенциалов превышает потенциал выделения золота из равновесного раствора на конечную величину — *электролитическое осаждение*.

Характерно, что те материалы, которые обладают низким удельным сопротивлением (пирит, арсенопирит, галенит, пирротин, магнетит, графитовый сланец), являются, как правило, осадителями золота.

Два сульфида, образующих микрогальваническую пару, осаждают из раствора золото даже в случае, когда его концентрация меньше, чем равновесная с одним из сульфидов. Условия образования микрогальванической пары всегда соблюдаются для контактной смеси минералов. При достижении такой парой электрохимического равновесия дальнейшее осаждение золота из равновесного (насыщенного относительно компонентов сульфидов) раствора возможно лишь при изменении физико-химических условий, например, геохимической обстановки в массиве отвала. Такое осаждение, в отличие от электрохимического (раствор не насыщен относительно компонентов сульфидов), является химическим (раствор насыщен).

При электрохимическом осаждении возможен следующий путь появления индуцированных токов, с которым связывают новообразования золота в россыпях. Возникает ток при взаимодействии гидродинамического потока с дисперсной кристаллической средой. Растворы, просачиваясь через слой отвала, создают ту или иную (в зависимости от напора) устойчивую разность потенциалов, связанную с адсорбционными свойствами кварца и зарядом поверхности. Следует отметить, что при внешнем приложенном напряжении возможно осаждение золота не только из равновесных растворов, но и из ненасыщенных.

Золото также осаждается на *испарительном барьере*, характеризующемся концентрацией растворов вследствие их испарения.

На *сорбционном барьере* происходит накопление золота совместно с гидроксидами железа и марганца. Золото концентрируется на каолините, галлуазите и подобных им минералах.

Величина сорбции зависит от химических и структурных особенностей минералов-сорбентов и от кислотно-щелочных условий среды. Адсорбируют золото и глины. Гидроксиды и оксиды марганца концентрируют золото путем восстановления хлоридов золота (явление авторедукции).

Золото сорбируется также опалом, кварцем, псиломеланом, гематитом, гётитом, гидрогётитом, ярозитом, кальцитом, смитсонитом, малахитом, монтмориллонитом и слюдой. Активными сорбентами золота являются, как уже отмечалось, минералы группы каолинита, в которых содержание золота повышается в несколько раз по сравнению со средним его содержанием в золотосодержащих породах.

В кислой среде с увеличением устойчивости решетки минерала уменьшается величина общей сорбции золота. В сильнокислой среде ($\text{pH}=3,5$), характеризующей активную стадию окисления золотосодержащих сульфидов ТМО, наиболее прочно адсорбируют золото те минералы, образованию которых благоприятствует такая среда – каолинит, опал и др. Карбонаты и слоистые силикаты, возникновению которых способствует щелочная среда, обладают значительно меньшей способностью сорбировать золото.

В щелочной среде ($\text{pH}=9$) наблюдается уменьшение общей сорбции золота в минералах кислого ряда и ее увеличение в минералах щелочного ряда – монтмориллоните, гидрослюдах и др.

Механизм сорбции, например пиритом, заключается в захвате золота, присутствующего в форме комплексов, положительно заряженной поверхностью пирита:



AuCl_4^- + поверхность пирита = гипергенное золото.

Концентрация золота может происходить путем его адсорбции на активированном угле в сильнокислой среде.

Осаждается золото на гранях кристаллов барита и техногенного гипса.

Основные концентраторы золота в зоне окисления ТМО: гётит, гидрогётит, ярозит, скородит, гипс. Здесь возникают также новообразования рудных минералов, часто представленные гидроксидами железа буровато-красного и темно-коричневого цвета и губчатыми агрегатами золота. Наиболее благоприятными для их зарождения являются острые сколы сульфидов.

Ранее в развитие теории геохимических барьеров, разработанной выдающимся геохимиком современности – проф. А.И. Пельманом, авторами была определена роль в формировании тех-

ногенных месторождений таких вышеописанных барьеров, как кислородный, сульфидный, глеевый, щелочной, кислый, испарительный, сорбционный, термодинамический.

Дальнейшие исследования в этом направлении позволили выделить новый вид геохимических барьеров – *радиационно-химический*. Этот геохимический барьер был установлен в массиве ТМО – отвалов и хвостохранилищ, где была заскладирована горная масса с повышенным содержанием радиоактивных элементов (уран, торий, радий). При распаде последних в горную массу и отвальные воды выделяется значительное количество энергии – как в тепловой форме, так и в форме излучения и электронов. Часть этой энергии расходуется на тепловое рассеяние, а часть – на формирование различных химических реакций, вызывающих осаждение мигрирующих в отвальных водах металлов.

В связи с тем, что в России и СНГ некоторые месторождения являются золото-урановыми, проблема осаждения золота под воздействием радиационно-химических процессов имеет и практическое значение. Новый вид геохимических барьеров позволяет расширить кадастр последних и наши знания о перераспределении металлов.

Таким образом, рассмотренные выше условия перераспределения золота подтверждают принципиальную возможность осуществления внутриотвального обогащения за счет выщелачивания металлосодержащих пород и обогащения некондиционных руд. Если концентрация золота в складированных породах в среднем составляет 0,3 г/т, то при целенаправленном растворении, миграции и осаждении в массиве ТМО его содержание в локализованном объеме повысится и достигнет промышленных значений. В этом случае будет происходить образование техногенных руд. Дальнейшей задачей является создание новых и внедрение разработанных технологических схем внутриотвального обогащения и структур селективно формируемых техногенных месторождений. В последних с течением времени и под воздействием процессов гипергенеза и будет обеспечиваться перераспределение золота.

8.2. КЛАССИФИКАЦИЯ СХЕМ ВНУТРИОТВАЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ НЕКОНДИЦИОННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Изменением исходных свойств хранящихся в складах и отвалах руд и пород можно управлять, в том числе – в сторону их улучшения

Целенаправленное улучшение свойств полезных ископаемых в отвальном массиве – это геохимический процесс, включающий отделение одного или нескольких компонентов от породы с помощью активных агентов или воды, миграцию металлоносных растворов и осаждение полезных компонентов в локализованном объеме под действием геохимических барьеров. При этом целью улучшения свойств полезных ископаемых является обогащение ограниченной их части до промышленных значений, что дает возможность получения техногенных руд с последующим их вовлечением в металлургический передел.

При осуществлении внутриотвального обогащения необходимо учитывать то, что наиболее важную роль в преобразованиях горных пород и минералов имеют форма и вид геохимических соединений полезных компонентов, а не вмещающих пород.

Базовые принципы внутриотвального обогащения (перераспределения металлов, рассеянных в отвальном массиве) являют-

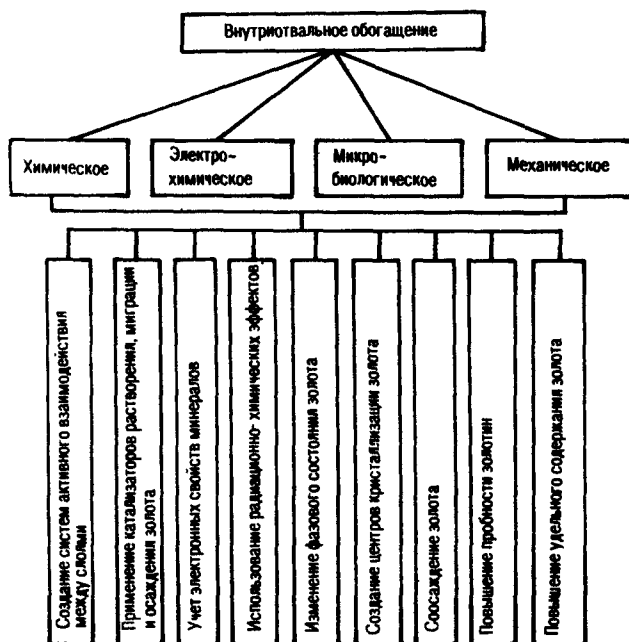


Рис 70. Классификация схем внутриотвального обогащения некондиционных золотосодержащих руд

ся общими для многих металлов, но в связи с высокой ценностью наиболее эффективно их использование для золота

Золото отличается настолько низкой величиной произведения активности, что его растворение в обычных растворителях практически невозможно. Существует два пути выщелачивания золота

применение окислителей;

использование реагентов-растворителей, способных давать достаточно прочные комплексные соединения с катионом растворяемого металла

В некоторых случаях необходимо использовать оба пути

Целенаправленное улучшение свойств полезных ископаемых в процессе их хранения в складах и отвалах может быть классифицировано по ряду признаков (рис 70):

механизму преобразований горных пород и минералов – химическое, электрохимическое, микробиологическое и механическое;

способу осуществления миграции – с помощью гравитационных, электромагнитных, тепловых, радиоактивных и других сил;

виду активных агентов – минеральные и органические кислоты, щелочи (например, гидроксиды аммония и натрия), соли (сульфат и хлорид трехвалентного железа, карбонат, хлорид, цианид, сульфид и тиосульфат натрия и др.), растворенные в воде газы (главным образом, аммиак, диоксид серы, хлор и кислород)

В общем случае, для осаждения металлов и других ценных компонентов из растворов могут быть применены:

цементация;

экстракция;

сорбция;

химическое осаждение;

электролиз и электродиализ

Необходимо отметить, что наиболее эффективным для перераспределения золота является использование природных активных агентов, поступающих с атмосферными осадками или образующихся непосредственно в отвальном массиве. В этом случае затраты определяются в основном селективной укладкой спецскладов и последующей их обработкой

Условия, способствующие успешному перераспределению металлов (золота), представлены на рис 70. Краткое описание классификации схем внутритвального обогащения золотосодержащих некондиционных руд может служить иллюстрацией общих принципов создания ресурсовозобновляющих технологий

8.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВНУТРИОТВАЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Базовые схемы внутриотвального обогащения были рассмотрены авторами в предыдущей монографии [92], поэтому в данной работе они не приводятся. Ниже представлены результаты исследований в области внутриотвального обогащения только для золотосодержащих руд, имеющих такие принципиальные особенности, как возможность интенсификации процесса, обеспечение целенаправленности его протекания, учет и предотвращение влияния вредных примесей и др.

При разработке схем внутриотвального обогащения некондиционных золотосодержащих руд представляется перспективным создание активного взаимодействия между выщелачиваемым и обогащаемым слоями, позволяющего не только активизировать процесс перераспределения металлов, но и вмешиваться в его направленность и течение.

Согласно разработанной схеме (А.с. 1724872 СССР, 1992 г.), после формирования выемки 1, антифильтрационного 2 и дренажного 3 слоев, а также водоприемного колодца 4, укладывают слой 5 мощностью 2–3 м из золотосодержащих минералов с относительно высоким содержанием золота, направляемых с золотоизвлекающей фабрики (рис. 71). На поверхности слоя 5 собирают сеть перфорированного трубопровода 6. После этого формируют слой 7 мощностью 5–10 м из хвостов с относительно низким содержанием золота. Затем создают слой 8 мощностью 4–8 м из хвостов, содержащих ртуть, например, в виде киновари или других ртутьсодержащих сульфидов, направляемых с обогатительных фабрик пульпопроводом 10. Последним формируют слой 9 из хвостов, содержащих $Fe_2(SO_4)_3$, мощностью 1–2,5 м.

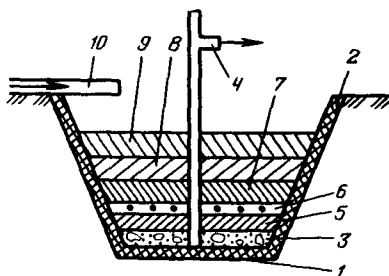


Рис. 71. Схема перераспределения металлов с созданием системы активного взаимодействия между слоями

При этом активные агенты слоя 9 (серная кислота, кислород, растворы сульфата железа и др.), попадая под действие гравитационных сил в слой 8, окисляют киноварь или ртутьсодержащие сульфиды, образуя свободную ртуть, растворы которой попадают в слой 7, где формируются золотосодержащие растворы путем амальгации первичного золота свободной ртутью. В результате получают гидро-твердо-жидкие амальгамы типа Au_2Hg , $AuHg_2$, Au_3Hg , Au_5Hg_2 , $Au_4Ag_3Hg_2$, которые под действием сил гравитации мигрируют вниз. В трубопровод 6 подают растворы кислот, в присутствии которых (даже в минимальном количестве) растворы амальгамы, являющиеся неустойчивыми в окислительных условиях хвостохранилища, будут разлагаться с образованием осадка. При этом происходит осаждение золота в слое 5.

Эффективность процесса внутриотвального обогащения некондиционных золотосодержащих руд (как и других металлов) можно повысить, применяя различного рода интенсификаторы реакций растворения, миграции и осаждения (патент 2017964 РФ, 1994 г.).

Для этого наклонную поверхность 1 покрывают антифильтрационным слоем 2, нижний обогащаемый слой 3 формируют из кварцсодержащих хвостов с относительно высокой концентрацией золота (рис. 72). Затем создают верхний слой 4 хвостов с относительно низким содержанием золота, в смеси с минералами, интенсифицирующими процесс растворения золота; состав слоя может быть, например, "золотосодержащий пирротин-пирит". После чего образуют дренажный слой 5 и антифильтрационный экран 8, например, из щебенки и глины, соответственно.

Обработку раствором активных агентов осуществляют из источника 6, а доставку хвостов — пульпопроводом 7. Первоначально складировать хвосты из смеси сульфидов, образующих микрогальваническую пару, осаждающую металлы из

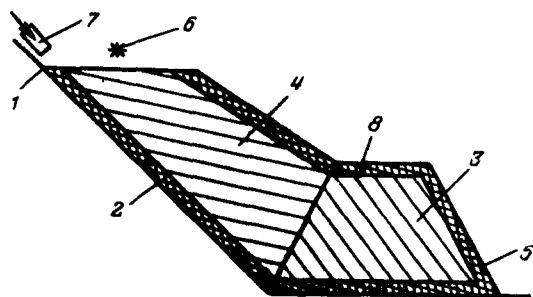


Рис 72. Схема интенсивного внутриотвального обогащения

растворов, затем на наклонном основании формируют слой хвостов, состоящих из смеси минералов, интенсифицирующих процессы растворения. И учитывают, что между различными сульфидами в одном растворе возникает разность потенциалов, способствующая усилению растворению более электроотрицательного сульфида по сравнению с более электроположительным.

Внутри рудного тела возможен скачок потенциала между отдельными вкраплениями сульфидов за счет образования локальных гальванических элементов.

При окислении сульфидов устойчивость каждого из них контролируется величиной электродного потенциала. Быстрее и наиболее полно окисляется тот сульфид, который имеет более низкий электродный потенциал. По возрастающей величине электродного потенциала, что тождественно возрастающему ряду устойчивости, золотоносные сульфиды образуют следующий ряд: пирротин – галенит – сфалерит – арсенопирит – халькопирит – пирит. В этой последовательности золото будет освобождаться из минералов-носителей. Причем растворению способствуют электрохимические процессы, если золото контактирует с минералами, имеющими больший потенциал. Например, в контакте с пиритом, лимонитом и кварцем растворимость золота повышается в 9, 7 и 4 раза.

Для появления индуцированных электрических токов необходимо два условия: наличие среды появления электрических токов и движение массы. В качестве среды выступают горные породы с различными электрическими потенциалами (потенциал халькозина равен 0,22–0,48 В; пирит обладает наиболее положительным электродным потенциалом – 0,41–0,48 В), а движущейся массой являются перемещающиеся металлоносные отвалы воды. Вследствие взаимодействия гидродинамического потока с дисперсной кристаллической средой возникает электрический ток. В смеси с другими сульфидными минералами пирит является катодом и интенсифицирует растворение более электроотрицательных сульфидов, сам не изменяясь.

Целенаправленные изменения адсорбционных свойств пород в сторону их увеличения положительно влияют на увеличение скорости осаждения металлов.

Таким образом, при хранении хвостов происходит интенсивное растворение, миграция и осаждение золота.

Результатом исследований в области внутритовального обогащения стала предлагаемая схема (А.с. 1779751 СССР, 1992 г.), основанная на выщелачивании вмещающих пород и повышении тем самым удельного содержания полезного компонента в обогащаемом слое. Например, золото в горных породах часто может

быть микроскопическим, тонкодисперсным и крупным (или самородным – крупностью свыше 30 мкм). Данный признак играет важную роль, так как микроскопическая и тонкодисперсная формы золота склонны к миграции, а крупное золото является инертным. В этом проявляется дуализм поведения золота как инертного и подвижного элемента.

На наклонном основании 1 создают антифильтрационный слой 2 (рис. 73). Затем формируют дамбы 3, экраны 4 и трубопровод 5. После чего складировать золотосодержащие хвосты в верхнюю карту 6 (при закрытом трубопроводе 5). Доставку хвостов производят пульпопроводом 8.

В процессе окисления золотосодержащих хвостов происходит растворение легкорастворимых элементов, мигрирующих в ионной форме в карту 7. При этом относительно крупное золото (>1 мкм) в хвостохранилище инертно и относительно накапливается ($K_k = 2,5$) за счет выноса щелочных, щелочноземельных и халькофильных элементов, легко переходящих в ионный раствор и мигрирующих за пределы верхней карты. Плотность горной массы уменьшается в 1,5–2 раза. Удельное содержание оставшегося золота, которое накапливается с другими труднорастворимыми металлами, повышается. В результате в карте 6 относительное содержание золота изменится до промышленных значений.

Повысить эффективность внутриотвального обогащения можно за счет сорбции золота при подборе определенных минералов-концентраторов, отвечающих определенным свойствам золотосодержащих хвостов.

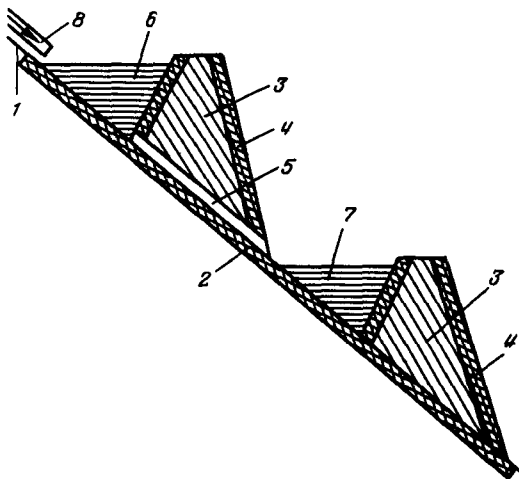
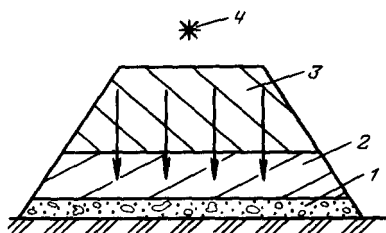


Рис. 73. Схема перераспределения золота в отвальном массиве

Рис. 74. Схема формирования техногенного месторождения



ных растворов. Такая схема обеспечивает перераспределение в техногенном месторождении золота, мигрирующего в процессе гипергенеза из отвалов, образуемых при обработке открытым способом золоторудного месторождения.

Первоначально формируют дренажный слой 1 из щебня (рис. 74); мощность его 0,5 м. Затем отсыпают обогащаемый слой 2 мощностью 3–5 м из некондиционных золотосодержащих руд, например, с преобладанием каолинита, с содержанием золота 1,0–0,8 г/т. После чего формируют выщелачиваемый слой 3 из золотоносных пород мощностью 15–20 м, с содержанием золота 0,6–0,4 г/т.

При подаче из источника 4 кислых технологических растворов, содержащих хлор или другие кислые реагенты, золото растворяется и мигрирует в виде золотосодержащих комплексов вниз, в обогащаемый слой 2. При прохождении слоя 2 происходит сорбция золота, причем концентрация металла за счет его перераспределения в отвальном массиве обеспечивается до уровня кондиционных руд.

В случае подачи из источников 4 щелочных технологических растворов обогащаемый слой формирует из некондиционных руд на основе монтмориллонита, смитсонита и других минералов щелочного ряда. Далее все остается так же.

Обогащенные золотом породы, которые по содержанию относятся к техногенным рудам, направляют для переработки на обоганительную фабрику или выщелачивают на месте.

В некоторых случаях эффективность процесса внутриотвального обогащения некондиционных руд до промышленных значений можно повышать за счет увеличения выноса металлов из выщелачиваемого слоя и максимального их осаждения в пределах обогащаемого (решение на выдачу патента 4906746 РФ, 1994 г.). Схема формирования отвального массива при этом аналогична показанной на рис. 74.

Первоначально на спланированной поверхности формируют дренажный слой 1 из щебня мощностью 1 м. Затем складывают

дробленые золотосодержащие минералы (барит или гипс) с содержанием золота 1 усл.ед., образуя обогащаемый слой мощностью 5–8 м.

Необходимо отметить, что при дроблении горной массы происходит образование новых поверхностей, имеющих острые грани (в отличие от окатанных форм, например, гальки). В основном это фракция крупного щебня, имеющая пять-семь свободных поверхностей под углами около 100–110°. Острые грани служат центрами осаждения золота и способствуют процессу его концентрации.

Затем складировать золотосодержащие пириты (содержание золота 0,2 усл.ед.), добавляя минералы и элементы, способствующие выносу золота, – соединения кальция с магнием и кремния с железом. При их отсутствии снижают величину фракционирования титана и алюминия. Мощность выщелачиваемого слоя 10–16 м.

При обработке отвала растворами, содержащими активный хлор, происходит максимальный вынос золота из слоя 3 (в раствор перейдет 87% золота) и его осаждение (осадится 82%) в слое 2.

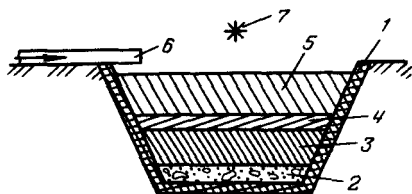
Способ внутриотвального обогащения, учитывающий возможности соосаждения металлов (патент 2013551 РФ, 1994 г.), рассмотрен далее.

В отвальном массиве, формируемом по той же схеме, что и в предыдущем случае (см. рис. 74), обогащаемый слой 2 мощностью 2–3 м образуют из некондиционных руд на основе золотосодержащего лимонита (содержащего местное или перемещенное железо), на поверхности которого собирают перфорированный трубопровод (на рисунке не показан). После чего создают слой 3 мощностью 3–4 м из пород, содержащих золото, цинк, серебро и мышьяк.

При подаче растворов, содержащих бактерии *Bac. megaterium*, металлы в слое 3 растворяются, металлоносные растворы мигрируют в слой 2. В случае преобладания в качестве металлов-примесей мышьяка, дополнительные растворы в трубопровод не подают и происходит осаждение золота и мышьяка, по содержанию которых руды переходят в разряд балансовых. Если в качестве сопутствующих металлов главную роль играют серебро и цинк, в перфорированный трубопровод подают растворы, содержащие железо; в результате золото, серебро и цинк осаждаются в обогащенном слое 2.

Обеспечение внутриотвального обогащения также возможно на основе ионного растворения и миграции металлов, перевода их в коллоидное состояние и последующего бактериального осаждения в ограниченном объеме (А.с. 1751326 СССР, 1992 г.).

Рис. 75 Схема перераспределения золота со сменой его фазовых состояний



Сначала производят планировку выемки размерами 600х700х20 м и покрытие полиэтиленовой пленкой 1 (рис. 75). Затем создают пульпопровод 6 и водозаборное сооружение (на рисунке не показано). После чего отсыпают дренажный слой 2 из песков мощностью 1 м. На его поверхности формируют слой 3 мощностью 3–5 м из золотосодержащих сульфидов (содержание золота 3 усл.ед.). В этот слой вносят культуру бактерий *Tetanus*, адсорбирующих коллоидное золото.

Затем образуют слой 4 мощностью 0,5–1 м, преимущественно из таннина, а на его поверхности — слой 5 из золотосодержащих пород — сульфидов (содержание золота 0,5–1 усл.ед.) мощностью 10–15 м.

В период хранения хвостов при обработке их из источника 7 водой, содержащей активный хлор, происходит растворение золота из слоя 5 и его миграция в виде ионов хлорида. При прохождении ионных золотосных растворов через слой 4 они преобразуются в коллоидные. При последующем попадании коллоидных золотосных растворов в слой 3 золото осаживается под действием бактерий *Tetanus*. В результате в слое 3 содержание золота увеличивается до промышленных значений.

При практическом использовании данной схемы следует учитывать, что сульфиды, растворимость которых обычно очень мала, легко образуют коллоидные растворы. Из растворов хлорного золота под действием угольной кислоты также возникают золотосодержащие коллоиды. В других случаях коллоидные растворы могут получаться при встрече мигрирующих хлоридов золота и таннина. Все это позволяет сделать вывод о широких возможностях применения указанной схемы внутриотвального обогащения.

Внутриотвальное обогащение некондиционных руд необходимо производить с учетом не только химических свойств металлов (геохимических — для минералов), но свойств другого порядка и природы — физических (атомных, электронных и т.п.).

На основе физической теории проводимости материалов авторами разработана следующая схема внутриотвального обогащения (решение на выдачу патента 4942210 РФ, 1991 г.).

Первоначально на спланированной поверхности (см. рис 74) формируют дренажный слой 1 из щебня мощностью 0,5 м. Затем образуют обогащаемый слой 2 мощностью 5 м из некондиционных руд (содержание золота 0,6 усл.ед.) на основе пиритов с дырочной проводимостью, а после – выщелачиваемый слой 3 из золотосодержащих пород (содержание золота 0,2 усл.ед.); мощность его 16 м.

При обработке выщелачиваемого слоя 3 из источника 4 растворами, содержащими активный хлор, происходит растворение золота, миграция золотосодержащих растворов в слой 2, где оно сорбируется на пирите.

В другом варианте (патент 2002959 РФ, 1994 г.) выщелачиваемый слой формируют из металлосодержащих пород на основе золотосодержащих пиритов с электронной (-) проводимостью.

При обработке отвала (выщелачиваемого слоя) растворами происходит облегченное растворение золота из пирита, так как процесс не затрудняется прочной его сорбцией пиритом. Насыщенные золотом растворы мигрируют в обогащаемый слой, где вследствие резкой смены геохимической обстановки под действием золотосодержащих бактерий, например, *Tetanus*, происходит осаждение золота.

В другой схеме учитывают то, что золото может переходить в раствор и мигрировать как в анионной, так и в катионной форме.

Для осуществления такой схемы первоначально на спланированной площадке создают дренажный слой 1 мощностью 0,5 м из дробленых пород (рис. 76). На нем формируют обогащаемые слои 2 и 3 из некондиционных золотосодержащих руд (0,3–0,8 г/т) на основе пирита и арсенопирита соответственно, мощностью 3–5 м каждый. Затем отсыпают выщелачиваемый слой 4 из золотосодержащих пород (100–200 мг/т) мощностью 12–15 м.

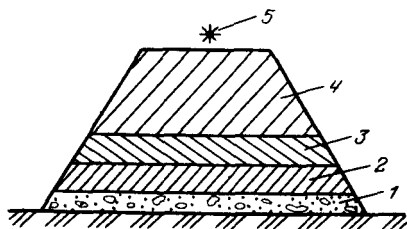


Рис 76 Схема внутриотвального обогащения разноименно заряженных комплексов золота

В период хранения горной массы в процессе гипергенеза (или при подаче реагентов из источника 5) происходит выщелачивание золота из слоя 4 и миграция золотосодержащих растворов вниз в обогащаемые слои 3 и 2, где в слое 3 выпадут анионные комплексы золота, а в слое 2 – катионные формы.

В результате обеспечится перераспределение в отвальном массиве золота и повышение его содержания в слоях 2 и 3 до кондиционного.

В заключении отметим, что возможность внутриотвального обогащения не ограничивается рассмотренными выше схемами, а некоторая их сложность обусловлена различными характеристиками золотосодержащих руд и пород, вовлекаемых в переработку.

В настоящее время рассмотренные выше схемы внутриотвального обогащения имеют в основном теоретический интерес. Но в связи с ограниченностью минеральных ресурсов и ростом объемов отходов горного и перерабатывающего производств значение ресурсовозобновляющих технологий должно повыситься и принять форму практических разработок.

9. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ*

9.1. ВТОРИЧНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В общем случае мероприятия по охране окружающей среды можно подразделить на упреждающие (технологические решения по уменьшению наносимого воздействия на природу) и запаздывающие (вторичная переработка отходов горного производства способствует оздоровлению экологической обстановки).

В связи с тем, что содержания золота в рудах характеризуются весьма низкими значениями (от 0,2–0,5 г/т для россыпных до 5–10 г/т для гидротермальных месторождений), объемы горной массы, добываемой и перерабатываемой для производства 1 г золота, составляют от 0,2 до 5 т, а в целом для мирового уровня производства – миллиарды тонн в год. При этом на всех

стадиях горно-технологического цикла возникают потери и образуются отходы производства, содержащие золото, серебро и другие полезные компоненты, складываемые в отвалах, хвостовых хозяйствах, оставляемых в недрах. Они являются возможным источником получения золота [20], а с учетом возросших требований к охране окружающей среды – и объектом исследований по снижению экологической напряженности в районе деятельности горно-технологических производств.

Из всех отходов горного и перерабатывающего комплексов (табл. 27) наиболее подготовленным (вскрытым) материалом являются хвосты золото-обогащительных фабрик. Возможны следующие технологические схемы переработки хвостов горно-технологического производства с получением товарной золотосодержащей продукции:

переработка хвостов амальгамации по технологии гравитационного обогащения в цикле доизмельчения с последующей флотацией (с использованием соды, сернистого натрия, медного купороса, ксантагенатов);

переработка хвостов золото-урановых предприятий с извлечением золота, урана, пирита (доизмельчение, коллективная флотация в кислой среде с медным купоросом и подавителем шламов, сернокислотное выщелачивание урана, обжиг остатка, цианирование огарков с использованием магнитной сепарации);

гравитационно-флотационное извлечение благородных металлов и сульфидных минералов из хвостов обогащения железных руд (с получением способом селективной флотации и пирометаллургии золота, серебра, меди, кобальта, серы и других элементов);

переработка хвостов ЗИФ с целью извлечения барита, золото-серебрянного концентрата, калиевых солевых шлаков для керамического производства

Выбор вариантов доработки и утилизации хвостов производится на основе технико-экономического их сопоставления с учетом принятой на ЗИФ технологии переработки руд и концентратов. Проектируется технология кучного и чанового выщелачивания золота из хвостов. Наиболее приемлемым для данной технологии материалами являются хвосты гравитации, измельчения, а при замене реагентов на более активные – хвосты цианирования.

В будущем предполагается использовать ресурсозобновляющие технологии, базирующиеся на методе внутриотвального обогащения [92], позволяющие вовлечь в оборот теряемые в настоящее время (при любой системе переработки) металлосодержащие породы.

Характеристика отходов горного и перерабатывающего комплексов при производстве золота

Производственные процессы	Отходы производства	Место нахождения, складирования, хранения	Характеристика материала			Экологический и экономический ущерб	Возможные технологии переработки и утилизации
			крупность, состав	содержание			
				Аи, г/т	других компонентов		

Горные работы

Подземные горные работы	Минерализованные породы, забалансовые руды при вскрытии и подготовке месторождения	Отвалы забалансовых руд и пустых пород	От 600–800 до 10–20 мм; мелочь, глинистые частицы, содержащие сульфиды, кварц, полевые шпаты и др.	0,5–5,0	Аг до 15–20 г/т; Си до 2–3%; Zn до 2–3%	Загрязнение поверхности, вод при разложении сульфидов, нерациональное использование поверхности	Кучное выщелачивание
	Целики, забалансовые по экономическим и технологическим соображениям запасы, минерализованная масса перекрывающих пород, закладка выработанного пространства	Недра в пределах горного отвода	Ненарушенные массивы, зоны трещиноватости, крупно-, мелкокусовой с песчаниками добавками закладочный материал	0,5–3,0	Аг л г/т; Си, Zn 0,л %; Pt, U и др.	Образование зон обрушения, нарушение водного режима вследствие водоотлива, загрязнение вод, потери металла в недрах	Шахтные системы подземного выщелачивания

Производственные процессы	Отходы производства	Место нахождения, складирования, хранения	Характеристика материала			Экологический и экономический ущерб	Возможные технологии переработки и утилизации
			крупность, состав	содержание			
				Аu, г/т	других компонентов		
Открытые горные работы	Минерализованные породы, забалансовые руды при вскрыше месторождения и отработке	Отвалы забалансовых руд и минерализованной массы	От 1200–800 до 10–20 мм, мелочь, глинистые частицы, содержащие сульфиды, кварц, полевые шпаты и др	0,5–1,5	Аg до 10–15 г/т, Сu до 1,5–2%; Zn 1–2%, Mo, U и др	Загрязнение поверхности, вод при разложении сульфидов, нерациональное использование поверхности	Кучное выщелачивание
	Отвалы дражных полигонов, карьеров по добыче песков	То же	Валунно-галечный, песковый, глинистый материал	0,15–0,5	Аg 10–30 г/т; Pt 10–20 г/т	Загрязнение поверхности, нарушение водного баланса и нерестилищ	Кучное выщелачивание, дополнительная переработка гравитационными методами

Первичная обработка руд и песков

Дробление, дешламация рудного материала	Отвальные хвосты, шламы	Отвалы горного производства и обогатительных фабрик	Крупнорудовой (60–80 мм) и шламовый (–2 +0,5 мм) материал	0,3–2,0	Аg, Сu, Zn, U – от 0,01 до 1–2%	Загрязнение поверхности, вод при разложении сульфидов	Кучное выщелачивание, дополнительная гравитационная и гидromеталлургическая переработка
---	-------------------------	---	---	---------	---------------------------------	---	---

Промывка песков	Отвальные хвосты промывки	Отвалы полигонов открытой и подземной добычи	Валунно-галечно-песчаный материал, глины	0,2–3,0	Ag, Cu, Pt, TR	Загрязнение поверхности, вод, нарушение водного баланса, нерестилищ	Кучное выщелачивание, дополнительная гравитационная обработка
-----------------	---------------------------	--	--	---------	----------------	---	---

Переработка руд, песков и концентратов на ЗИФ

Измельчение	Отвальные хвосты измельчения	Хвостохранилища ЗИФ	Весьма мелкая (до 0,074 мм) фракция, содержащая группы компонентов руд	0,1–0,5	Ag, Cu, Zn, Co, Ni и др. – до 0,05–1%	Загрязнение поверхности, содержание и рекультивация хвостохранилищ	Классификация хвостов, обогащение, цианирование, выщелачивание в чанах
Гравитационное обогащение	Отвальные хвосты гравитации	То же	Мелкая (1–2 мм) и весьма мелкая (до 0,074 мм) фракции, содержащие группы компонентов руд	0,1–0,5	Ag, Cu, Zn, Co, Ni и др. – до 1–2%	То же	Гравитационные схемы обогащения, амальгамация, цианирование хвостов, кучное выщелачивание
Флотация	Отвальные хвосты флотации	Хвостохранилища ЗИФ, возможно разделение хвостов и флотореагентов	Весьма мелкая (до 0,074 мм) фракция, содержащая различные сульфиды	0,1–0,5	Ag, Cu, Fe, Zn, Co, Ni	Загрязнение поверхности, вод за счет разложения сульфидов, потери ценных компонентов	Гравитационные и другие схемы обогащения, выщелачивание, пирометаллургия

Производственные процессы	Отходы производства	Место нахождения, складирования, хранения	Характеристика материала			Экологический и экономический ущерб	Возможные переработки и утилизации
			крупность, состав	содержание			
				Аи, г/т	других компонентов		
Цианирование	Хвосты цианирования	Хвостохранилища ЗИФ и ГМЗ	Мелкая (1–2 мм) и весьма мелкая фракции, содержащие группы компонентов руд, цианидные комплексы	0,1–0,4	Ag, Cu, Fe, Zn, Co, Ni – первые проценты	Загрязнение поверхности, вод, недр простыми растворимыми и нерастворимыми цианидами, комплексными цианидсодержащими компонентами, перенос цианидов воздушными потоками	Нейтрализация хвостов с одновременным извлечением золота
Амальгамация	Хвосты амальгамации	Хвостохранилища ЗИФ	Мелкая (1–2 мм) и весьма мелкая (до 0,074 мм) фракции, содержащие ртутные комплексы	0,05–0,1	Ag, Cu, Fe, Zn, Co, Ni – доли процента	Загрязнение поверхности, вод, недр ртутьсодержащими комплексами	Глубокая переработка хвостов амальгамации, растворение и выведение ртутьсодержащих компонентов, доизвлечение золота цианированием, магнитной сепарацией

Для обезвреживания цианидсодержащих вод, образующихся при переработке золотосодержащих руд, ныне применяют окисление, разбавление водой или отработанными растворами, подкисление и щелочное хлорирование [62]. Так, для нейтрализации цианидных комплексов на гидрометаллургических заводах используются растворы сернокислого железа.

При окислении цианидов в хвостовых прудах или сбрасываемых потоках кислородом воздуха происходит их разрушение до углекислого газа и азота. Однако этот метод малоэффективен в условиях северных районов России, где расположена ее основная золоторудная база.

Практика добычи золота на приисках объединения "Северовостокзолото" показала [28], что для повышения эффективности охраны окружающей среды сбрасываемые воды целесообразно пропускать через многолетние отвалы торфов, осуществлять химическую коагуляцию взвесей и другие водоочистные мероприятия. На приисках Экспериментальный и Мальдык затраты на эти мероприятия составили 2,3–2,5% производственных затрат. При использовании в качестве коагулянта сернокислого алюминия в количествах 130–150 г/м³ загрязненность сбрасываемых вод снизилась в 2–3 раза.

В Казахстане для очистки циансодержащих вод обогатительной фабрики Иртышского полиметаллического комбината разработана [17] специализированная установка. Цианиды окисляются гипохлоритной пульпой, являющейся отходом титано-магниевого производства (возможно применение хлорной извести или гипохлорита). Установка состоит из емкости с хлорагентом, реактора, зумпфа-смесителя, дозаторов и аппаратуры управления. В реактор самотеком по трубопроводу подаются сливы сгустителей и гипохлоритная пульпа.

На Золотушинской фабрике после реактора установлен отстойник для осаждения гидроксидов тяжелых металлов. Производительность установки 500–1500 м³/сут при исходной концентрации цианидов 100–1000 мг/л и обеспечения ПДК в стоках.

Для очистки сточных вод с более высоким содержанием цианидов применяют способ их озонирования. Озон получают электроионизацией кислорода. Стоимость промышленной установки производительностью 1000 м³/сут составляет 140 тыс. дол. При исходной концентрации цианидов 10–100 мг/л 91–97% их разрушается в течение 3 мин [14].

При концентрации цианидов в сбрасываемых водах 2–20 г/л целесообразно применять электролизные установки [123], содержащие графитовые аноды и металлические (в виде сеток) катоды

В них цианиды окисляются до цианатов. На разрушение 1 кг цианидов затрачивается 10 кВт·ч электроэнергии. Стоимость установки 60–100 тыс. франков.

При суммарной концентрации ионов тяжелых металлов менее 30 мг/л возможна очистка сбрасываемых вод с помощью микроорганизмов *Ferrobacillus Ferrooxidans*, *Fusarium Solani* и др. [62]. Так, с целью обезвреживания цианидов, роданидов и других токсичных веществ и доизвлечения благородных металлов на осветленных сточных водах Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрики (Узбекистан) выращивали зеленые микроводоросли *Clorella pyrenoidosa* YA-I, выделенные из загрязненных водоемов в окрестностях г.Ташкента [19]. Водоросли адаптировали к цианидам. Содержание свободных цианидов в опытах составляло 62,8 мг/л, связанных – 85,3 мг/л. В течение 3 сут количество клеток водорослей увеличилось до $(10,0-12,0) \cdot 10^6$ в 1 мл при первоначальной плотности $(3-5) \cdot 10^5$ кл/мл. Концентрация цианидов уменьшилась до 9,5 и 27,4 мг/л соответственно. Слабый рост водорослей свидетельствовал о недостаточном их питании. Для ускорения биодеструкции цианидов сточную воду необходимо обогащать питательными веществами. По мере роста водорослей $(45 \cdot 10^6 - 52 \cdot 10^6$ кл/мл) содержание цианидов резко уменьшалось и составляло 0,5–1,3 (свободные) и 5,4–7,2 мг/л (связанные).

В период биологической рекультивации необходимо использовать эффекты, способствующие скорейшему зарастанию отвального массива хвостохранилища. Одним из вариантов является способ формирования рекультивационного слоя на хвостохранилище [93], основанный на учете электрических свойств горной массы. Согласно этому способу отвальный массив хвостохранилища формируют так, что создают электрическую цепь “хвосты – плодородный слой – растения”, в которой из-за разности потенциалов между положительно заряженным слоем хвостов и отрицательно заряженным плодородным слоем возникает электрический ток (эффект своеобразного техногенного гальванического элемента и электрической цепи), ускоряющий рост растений.

9.2. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОХРАНЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА

Основными объектами исследований и контроля за состоянием окружающей среды при КВ являются воздушный бассейн, поверхность и недра (под гидроизоляционным слоем). Мероприятия, связанные с охраной среды, являются комплексными и осуществляются в течение всего периода КВ, включая подгото-

вительные мероприятия, собственно отработку и рекультивацию недр и поверхности (табл. 28).

Т а б л и ц а 28

Технические мероприятия по обеспечению охраны окружающей среды при постановке и проведении опытных работ по КВ и ПВ на месторождениях золота

Группа мероприятий по охране окружающей среды	Мероприятия	Технические решения по реализации мероприятий	Применение при	
			КВ	ПВ
Контроль за состоянием окружающей среды	Наблюдения за состоянием поверхности, атмосферы и вод как на площадках КВ и в контурах горного отвода, так и за их пределами	Плановый отбор и анализ проб грунтов вдоль всех коммуникаций и объектов технологического назначения	+	+
		Определение газового состава атмосферы на участках и технологических установках	+	+
		Наблюдения в близлежащих водоотоках и специально сооружаемых скважинах опробования первого водоносного горизонта	+	+
		Опытные посевы культур с анализом содержаний микрокомпонентов при сборе	+	+
Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию площадок КВ, месторождений	Контроль за состоянием и технологическими изменениями подстилающих, продуктивных и смежных горизонтов	Сооружение гидрорежимной сети, отбор и анализ проб воды	+	+
		Геофизический контроль за целостностью обсадных колонн в технологических скважинах	-	+
		Контроль качества вод в близлежащих водозаборах	+	+
		Снятие и складирование плодородного слоя поверхностных грунтов	+	+
Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию площадок КВ, месторождений	Предупредительные мероприятия по охране поверхности	Обеспечение гидроизоляции отстойников, магистралей, площадок под технологические установки	+	+
		Применение устройств для очистки и освоения скважин, исключающих проливы растворов на поверхность	-	+
		Применение "щадящих" режимов орошения (КВ), закисления и отработки (ПВ)	+	+
		Комплекс мероприятий по снижению концентрации реагентов-загрязнителей		

Группа мероприятий по охране окружающей среды	Мероприятия	Технические решения по реализации мероприятий	Применение при			
			КВ	ПВ		
Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию площадок КВ, месторождений	Комплекс мероприятий по снижению концентрации реагентов-загрязнителей	Использование экологически чистых окислителей и реагентов	+	-		
		Использование газонасыщенных растворов с применением экологически чистых (кислород, воздух и др.) окислителей	-	+		
		Предварительное окисление руд в режиме вытеснения поровых вод	-	+		
		Использование гидродинамических методов интенсификации процесса	-	+		
		Обеспечение надежности гидроизоляции скважин	-	+		
		Обеспечение расчетных балансов закачки-откачки растворов	-	+		
		Использование систем с гидравлическими завесами (барражом)	-	+		
	Комплекс мероприятий по ограничению контуров техногенных изменений недр и вод	Создание экранов и механических завес	-	+		
		Применение газовых завес для локализации потоков	-	+		
		Ликвидационный тампонаж разведочных, наблюдательных и технологических скважин	-	+		
		Мероприятия по рекультивации поверхности, недр и вод после отработки	Рекультивация поверхности	Снятие и захоронение загрязненных участков почвы	+	+
				Промывка загрязненных почв	+	+
				Нейтрализация реагентами, разлагающими загрязнители	+	+
				Применение методов электролитического разложения загрязнителей и электроосмоса	+	+
Возврат плодородного слоя и восстановление его биологической активности	+			+		
Разборка штабеля, сглаживание откосов, вывод материала (захоронение)	+			-		

Группа мероприятий по охране окружающей среды	Мероприятия	Технические решения по реализации мероприятий	Применение при	
			КВ	ПВ
Мероприятия по рекультивации поверхности, недр и вод после отработки	Рекультивация недр и вод продуктивных горизонтов	Использование сорбционно-емкостных свойств подстилающих (КВ) и вмещающих (ПВ) пород для естественной деминерализации	+	+
		Применение способов активизации деминерализации – сдвигание загрязненных контуров гидродинамическими потоками	-	+
		Промывка недр пластовыми водами с подачей полученных растворов на участки КВ или в эксплуатационные блоки	+	+
		Рекультивация в режиме вытеснения загрязненных вод сжатым воздухом	-	+
		Введение в подстилающие слои (КВ) или пласт (ПВ) реагентов, разлагающих загрязнители, и осадителей	+	+
		Откачка загрязненных вод и извлечение элементов-загрязнителей на ионообменных смолах	-	+

Существенным моментом при реализации КВ золота представляется проблема утилизации сбросных растворов при чистке куч. Информация о способах решения этой проблемы в нашей стране или отсутствует, или находится на начальной стадии исследований. В данном случае можно обратиться к зарубежному опыту. В частности, в США к основным методам удаления продуктов выщелачивания относятся естественное упаривание в прудках и закачка в глубокие горизонты (табл. 29).

Необходимо отметить, что какого-либо одного универсального способа рекультивации не существует. Достичь конечного результата можно только при комплексном решении задач, связанных с охраной окружающей среды.

Примером такой технологии может служить отработка рудника Отибнайт компанией "Сьюпирик Майнин Компани" (шт. Айдахо, США). Установки КВ и административные здания располагаются на дне узкой каньонообразной долины реки, являющейся нерестовой для лососевых рыб, в лесном массиве, при-

надлежащем государству. Район работ характеризуется большим количеством осадков (более 800 мм в год), что приводит к образованию паводковых вод и к частым наводнениям.

Фирма "Ожеймс М Монтгомери Консалтинг" изучила влияние на окружающую среду установки КВ и дала рекомендации по ее строительству. Русло нерестовой реки было отведено от площадки КВ на расстояние 100 ярдов (91,4 м), что оказалось вполне достаточным для проведения рыбоохранных мероприятий. Большое внимание было уделено строительству основания под рудный штабель. Конструкция основания была выбрана гибкой, полностью гарантирующей от просачивания цианида в грунтовые воды.

На уплотненный природный грунт отсыпается материал хвостов ЗИФ толщиной 5 см, на него укладывают полихлорвиниловое покрытие толщиной 3 см с защитной тканью. Поверх покрытия отсыпается слой гравия толщиной 30,5 см и все это покрывается асфальтом толщиной 7,5 см. В гравийной отсыпке прокладываются дренажные трубы, служащие для отвода грунтовых и паводковых вод. Оперативный контроль процесса и контроль обезвреживания растворов и материалов выщелачивания в значительной мере снижали отрицательное влияние технологического процесса на окружающую среду.

Т а б л и ц а 29

Методы размещения сбросов и хвостовых растворов, используемые в США (на примере урановых месторождений)

Компания	Месторождение	Метод размещения
"Интерконтинентал Энерджи"	Паунти Депозит (шт.Техас)	Естественное упаривание в прудках
"Ю.С Стил"	Клей Уест, Джордж Уест, Бариз Рэни (шт Техас)	Закачка в глубокие скважины
"Вайоминг Минералз"	Пригерей (шт Вайоминг), Буруни (шт Техас)	Естественное упаривание в прудках
То же	Лампрехт, Рей Пойнт (шт.Техас)	То же и закачка хвостов в скважины
"Юнион Карбайд"	Палангана Доум, Бенавидес (шт.Техас)	Естественное упаривание в прудках, закачка в глубокие скважины

С учетом данных, изложенных в настоящем и предыдущих разделах, можно сформулировать **основные требования по обеспечению безопасных условий ведения процесса на участках кучного выщелачивания** при применении стандартных (цианидных) реагентов, а именно:

обеспечение гидравлической изоляции площадок и коммуникаций на участках КВ;

проведение режимных наблюдений и контроля за состоянием атмосферы, поверхностных вод и грунтов на площадках КВ и за ее пределами (бурение контрольных скважин для отбора грунтовых вод на определение цианид-ионов по периметру площадки, отбор проб воздуха и т.д.);

применение “щадящих” режимов ведения процесса, обуславливающих снижение концентрации цианидов в рабочих растворах и экологической нагрузки на технологические комплексы;

проведение работ по обеззараживанию отходов производства, площадок КВ и технологического оборудования по завершению процесса;

строгое соблюдение ряда организационно-технических мероприятий при проведении работ (круглосуточное дежурство персонала, сооружение и обеспечение функционирования узла обезвреживания и очистки цианистых растворов, сооружение смывной линии на случай возможных переливов растворов, строительство резервных (с запасом на 2–3 сут) емкостей для сбора растворов и обеспечения сбора атмосферных осадков на площадке КВ).

Для обеззараживания отходов кучного выщелачивания (горнорудной массы и жидких остатков) используются способы, применяемые в гидрометаллургии [16]:

обеззараживание хлорной известью или жидким хлором;

обработка отходов железным купоросом;

выдувка цианида из кислой среды (добавки H_2SO_4 или HCl) сжатым воздухом в герметичной аппаратуре.

При реакции хлорной извести с цианидами образуются цианаты и гидроксиды меди и цинка. Процесс длится 2–3 сут. Проводятся работы по озонированию цианидных пульп и использованию для обеззараживания гипохлорита натрия и кальция. Обеззараженную горную массу с площадок КВ многократного использования транспортируют в хвостохранилище, а на площадках разового использования (после обеспечения комплекса режимных наблюдений за возможной миграцией цианидов) – захоранивают на месте.

При применении оксихлоридной технологии кучного выщелачивания схема рекультивации включает следующие основные операции:

очистку сульфатных растворов, выводимых из процесса после обработки рудного материала (см. рис. 42);

нейтрализацию и очистку остаточных растворов после выщелачивания;

нейтрализацию горной массы после выщелачивания.

Очистку сульфатных растворов проводят известью-пушонкой; при этом достигается практически полная нейтрализация (табл 30) и перевод в суспензию основных элементов-загрязнителей (As, Cu, Zn) и сульфат-ионов

Т а б л и ц а 30

Характеристика растворов, выводимых из процесса выщелачивания, до и после очистки известью

Состав растворов	Концентрация, мг/л		
	до обработки	после обработки	ПДК в питьевых водах
Мышьяк	5,25	0,01	0,05
Медь	2,4	0,06	1,0
Цинк	1,7	0,06	5,0
Железо	99,6	0,03	0,3
Сульфат ион	10 800	380	600
pH	1,8	10,8	6-9

П р и м е ч а н и е Скорость осветления суспензии 0,10-0,12 м/ч

Горная масса и остаточные растворы выщелачивания нейтрализуются и очищаются щелочным пассиватором после промывки с расходом 0,1-0,15 м³ на 1 т горной массы. О результативности принятой схемы можно судить по данным, приведенным в табл 31; ЖТ нейтрализации (0,8-1,0) л м³/т. При этом по основным элементам-токсикантам концентрации в растворах не превышают ПДК для вод питьевого качества, что позволяет осуществлять их сброс в гидросистему без дополнительной обработки. Аналогичный уровень микрокомпонентов отмечается в горной массе после промывки и обеззараживания. Это позволяет рекомендовать использование такого материала в стройиндустрии и дорожном строительстве.

Т а б л и ц а 31

Характеристика растворов до и после обработки пассиватором при рекультивации бесцианидных отходов

Состав растворов	Концентрация, мг/л		
	до обработки	после обработки	ПДК в питьевых водах
Мышьяк	2,35	0,003	0,05
Медь	1,35	0,002	1,0
Железо	27,5	0,3	0,3
Свинец	2,56	0,009	0,03
Ртуть	0,22	0,0005	0,0005
Бериллий	0,03	0,0002	0,0002
Кадмий	0,74	0,0007	0,001

9.3. ЗАЩИТА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Охрана окружающей среды при шахтной системе выщелачивания золота включает в себя мероприятия из области традиционных подземных горных технологий (пылеподавление, очистка шахтных вод от взвесей и т.д.), геотехнологий (предотвращение утечек растворов) и химической технологии (нейтрализация реагентов и рекультивация затронутых работами массивов), причем зачастую эти мероприятия объединены одним технологическим решением.

Так, для борьбы с утечками в блоках шахтного выщелачивания создание противодиффузионного экрана достигается путем взрывания массива по контуру блока с переизмельчением горной массы (в сравнении с замагазинированной рудой), куда затем нагнетают растворы минеральной кислоты с концентрацией, превышающей концентрацию технологических растворов выщелачивания. Обработку переизмельченной руды раствором серной кислоты производят до появления в дренажных выработках под блоком растворов с содержанием серной кислоты не менее 5% от исходного. Переизмельчение повышает выход шламистых частиц, коагулирующих поры и миграционные каналы, т.е. способствующих образованию экрана.

В другом случае предотвращение утечек растворов обеспечивается формированием противодиффузионной завесы под углом, равным углу растекания в горной массе продуктивных растворов, добываясь при этом большей степени ее разрыхления по сравнению с замагазинированной рудой.

По степени воздействия на поверхность, недра и воды способ **скважинного подземного выщелачивания** является наименее экологически вредным технологическим приемом отработки месторождений. При соблюдении регламента эксплуатации практически нетронутой, с возвратом землепользователю, остается поверхность полигонов ПВ, не нарушается и сплошность горного массива. После проведения мероприятий по рекультивации недр и восстановлению качества вод подземные горизонты, являющиеся источником питьевого или хозяйственного водоснабжения, практически полностью возвращаются в систему водопользования. На полигонах ПВ отсутствуют выбросы в атмосферу вредных газов. Технологический процесс осуществляется в системе оборотного водоснабжения, в замкнутом цикле, т.е. отвечает всем условиям безотходной, экологически щадящей технологии добычи и переработки полезных ископаемых [48].

Еще раз подчеркнем, что при применении методов геотехнологии наибольший ущерб окружающей среде наносится вследствие загрязнения недр и подземных вод вредными веществами, содержащимися в рабочих и продуктивных растворах или образующимися в результате реакций и процессов, сопровождающих добычу металлов. Поэтому мероприятия по охране окружающей среды делятся на пять типов:

изоляция рабочих горизонтов от массива вмещающих пород (противофильтрационные завесы, экраны и депрессионные воронки);

нейтрализация, окисление, восстановление, сорбция вредных веществ или их разбавление;

утилизация отходов и обратное водоснабжение в замкнутом цикле горнодобывающего и перерабатывающего производств;

использование малотоксичных или экологически чистых реагентов;

рекультивация и захоронение образуемых отходов.

Для обеспечения оптимизации экологических условий проводится комплекс мероприятий (см. табл. 28), реализуемых как в процессе проектирования и отработки месторождений, так и на завершающем этапе эксплуатации.

Одним из важных технологических направлений по снижению экологической напряженности является комплекс мероприятий по ограничению контуров технологических изменений недр и вод продуктивных горизонтов.

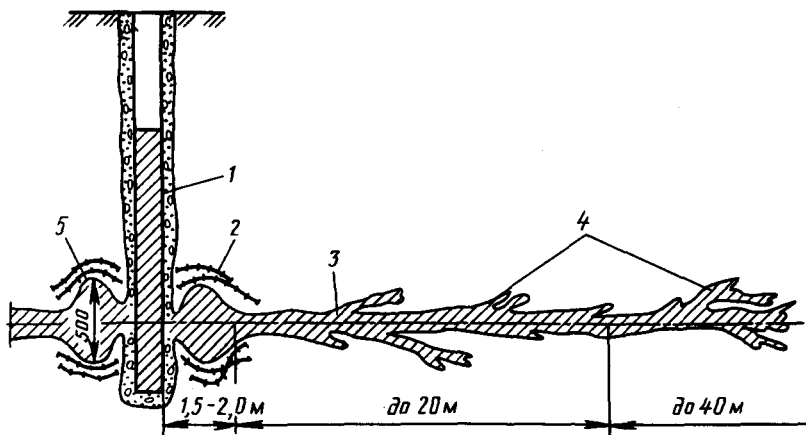


Рис. 77. Форма горизонтального экрана:

1 - скважина гидроразрыва; 2 - зона уплотнения; 3 - основное тело экрана; 4 - оперяющие древообразные выросты; 5 - торообразное утолщение

В настоящее время разработан способ образования противофильтрационных завес (экранов) путем закачки твердеющей смеси в полость, создаваемую гидравлическим разрывом пласта [11]. Гидравлический разрыв осуществляется с помощью насосов высокого давления по линии контакта вмещающих пород. При этом образуется горизонтальный экран в форме круга радиусом >60 м [38]. В деталях форма горизонтального экрана (рис. 77) зависит от свойств вмещающих пород и параметров гидравлического воздействия. Для предотвращения растекания продуктивных растворов в плане [68] предложено создавать вертикальные взаимопересекающиеся противофильтрационные экраны способом гидроразрыва с заполнением твердеющим раствором, причем точка пересечения осей гидроразрыва располагается на одной линии с закачными и откачными скважинами. Углы пересечения экранов в зоне откачных скважин составляют $40-100^{\circ}$, в зоне закачных — $60-140^{\circ}$.

Гидроразрыв проводится через вертикальные, строго ориентированные щели в металлической колонне, последовательно по разным направлениям. Возможно проведение гидравлического разрыва через специально сформированные “засечки” внутри скважин [89] и другими способами. Формирование газовых завес по пути движения растворов позволяет в ряде случаев [8] ограничить их растекание за контур выщелачивания. С целью исключения возможного перетока технологических растворов из продуктивного в безрудные водоносные горизонты по завершению работ эксплуатационные и наблюдательные скважины тампонируются (рис. 78).

В качестве тампонажных материалов применяются цементные и гелецементные растворы на основе сульфатостойкого цемента (ГОСТ 22266-76) с различными добавками.

Интерес представляет способ создания противофильтрационного барьера в водоносном горизонте, содержащем сульфатвосстанавливающие микроорганизмы. При его использовании первоначально выявляют наличие водоносного горизонта и определяют местоположение микробиологической зоны с упомянутыми бактериями. Затем закачивают выщелачивающие растворы с концентрацией сульфат-иона $1,5-5,0$ г/л. Сульфатвосстанавливающие бактерии, контактируя с сульфат-ионом, осуществляют метаболическое восстановление сульфатов до сероводорода, который, взаимодействуя с элементами подземных вод (мигрирующими за пределы эксплуатационного блока металлами), образует сульфидные соединения, выпадающие в осадок и коагулирующие миграционные каналы. Таким образом формируется биогеохимический барьер миграции вод.

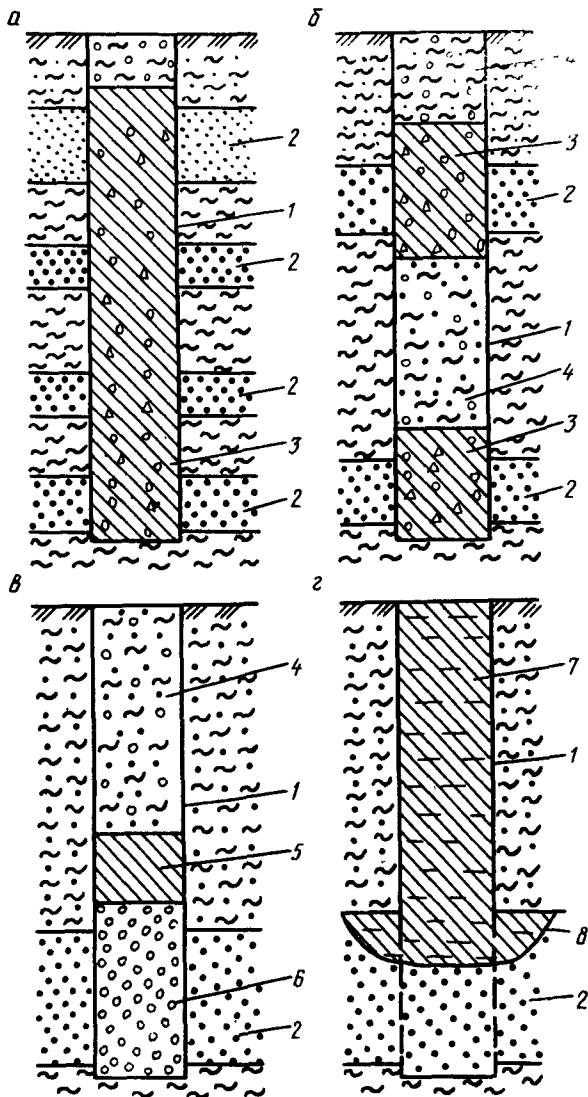


Рис. 78. Схемы ликвидационного тампонажа технологических скважин:
 Тампонаж: *а* – полный, *б* – частичный, *в* – с засыпкой зоны продуктивного пласта доломитовой крошкой или гравием, *г* – с обрушением ствола скважины в зоне продуктивного горизонта.

1 – ствол скважины; *2* – водоносные горизонты; *3* – цементный раствор; *4* – сыпучий материал; *5* – мост из глины или цемента; *6* – доломитовая крошка или гравий; *7* – глинистый раствор; *8* – воронка обрушения

Вообще формирование техногенных геохимических барьеров различного рода или использование их природных аналогов является перспективным направлением в экологических технологиях. Ранее [4,87,92] мы представили результаты специальных исследований в этой области. Ниже остановимся лишь на одном примере подобной технологии, базирующейся на учете характеристик не только непосредственно месторождения и литохимического ореола рассеяния, но и зоны вмещающих пород.

Часто месторождение полезных ископаемых можно представить как совокупность следующих составляющих:

зоны окисления пород (двухвалентное железо переведено в трехвалентное состояние, сульфиды и органическое вещество окислены);

рудной зоны;

зоны безрудных неизменных (неокисленных) серо- и темноцветных пород, характеризующейся повышенными содержаниями сульфидов, карбонатов и органических веществ.

Выщелачивают обычно рудную зону, после чего в ней остается очаг загрязнения. В пределах зоны растворы характеризуются повышенными концентрациями ряда макро- и микроэлементов. Для обеспечения охраны окружающей среды остаточные растворы ПВ направляют на взаимодействие с неизменными неокисленными сероцветными породами, содержащими природные восстановители, нейтрализаторы и сорбенты. В результате обеспечивается геохимическая очистка загрязненных вод на природных барьерах.

Для реагентов выщелачивания золота — цианидов, тиокарбамидов, гипохлоридов и др., характеризующихся высокой химической активностью и набором компонентов-загрязнителей с весьма жесткими значениями ПДК, технологические схемы рекультивации до настоящего времени не опробовались. Как отмечалось выше, в гидрометаллургии золота и при проведении кучного выщелачивания используются методы реагентной и микробиологической очистки [24,50,71]. Цианиды и роданиды могут разлагаться активным хлором (гипохлоритом кальция, натрия) с расходом до 3–4 кг на 1 т горнорудной массы. При этом концентрации цианидов и роданидов могут быть снижены до уровня ПДК.

Известны способы очистки сточных вод [9] от растворенных металлов путем их электролиза с применением проточного электролита и растворимого железного анода при плотности тока 0,04–0,08 А/дм². Хлорсодержащие растворы могут нейтрализоваться сульфатными комплексами, адсорбционными методами или путем переработки на сорбционных колоннах. Предложена группа адсорбентов для очистки вод от хлороорганических инсек-

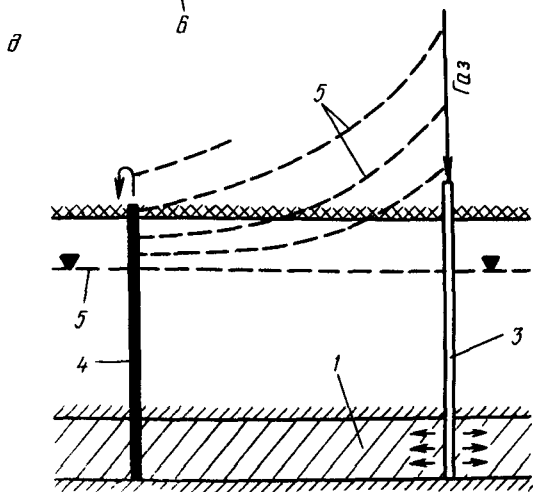
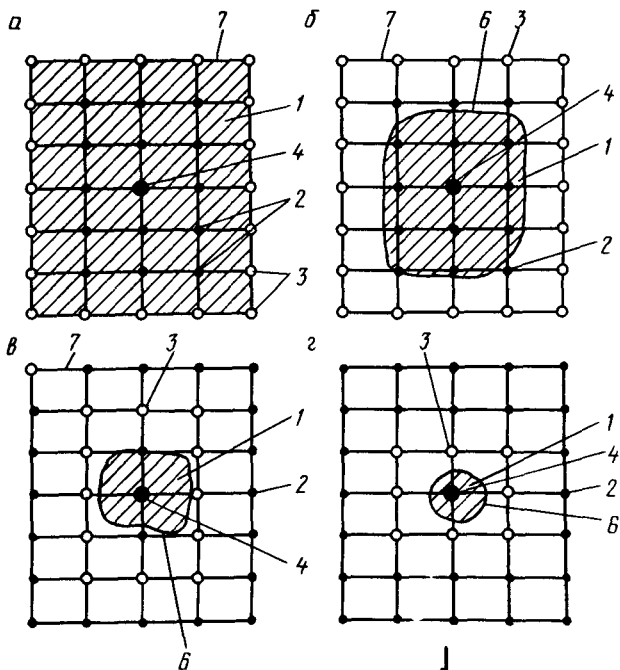


Рис 79 Способ рекультикации эксплуатационных блоков ПВ в режиме вытеснения загрязненных вод сжатым воздухом:

a – исходное состояние блока, *б-г* – этапы вытеснения: *б* – начальный, *в* – промежуточный, *г* – завершающий; *д* – изменение пьезометрического уровня в период подачи газа без отбора загрязненных растворов.

1 – область загрязнения; *2-4* – технологические скважины: *2* – герметизированные, *3* – для подачи газа, *4* – для отбора растворов; *5* – пьезометрический уровень, *б* – фронт раздела растворов и осушенной зоны; *7* – контур эксплуатационного блока

тицидов [22], подаваемых в виде суспензий. Разработан сорбционный метод очистки пульпы и хлорсодержащих растворов [24]. В качестве сорбента применяется анионит, содержащий конечные группы третичных аминов пиридинового ядра. Десорбцию хлора проводят в среде, насыщенной содой (от 5,0 до 15,0%).

На основании опыта рекультивации недр и вод при скважинной технологии ПВ и ряда разработок по нейтрализации пульпы и хвостов гидрометаллургического передела золота может быть разработана схема рекультивации недр после завершения опытных работ по опробованию скважинного способа ПВ на золотосодержащих месторождениях, включающая промывку недр, вытеснение загрязненных вод сжатым воздухом и химическую очистку от компонентов-загрязнителей.

В настоящее время опробован способ рекультивации подземных вод в режиме их вытеснения сжатым воздухом (рис. 79). Успешно применяются методы промывки блоков на завершающем этапе отработки. Химическая очистка растворов может быть рекомендована в случае недостаточной эффективности первых двух приемов рекультивации.

Таким образом, известны разнообразные методы защиты окружающей среды при добыче и переработке золотосодержащего сырья, позволяющие получать металл с минимальными экологическими издержками и материальными затратами.

9.4. ЛАНДШАФТНО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ЭКОЛОГИИ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

Кроме рассмотренных выше технологических решений по охране окружающей среды при добыче и переработке золотосодержащего сырья, важное значение имеет ландшафтно-геохимический аспект экологии. Это объясняется тем, что золотосодержащие месторождения расположены в самых различных ландшафтно-геохимических условиях. И даже для одного типа предприятий (рудник, карьер, объект ПВ, площадка КВ, ЗИФ и др.) в зависимости от биоклиматических условий, рельефа, геологического строения и других факторов будет по-разному и с неодинаковой интенсивностью происходить загрязнение окружающей среды.

Иначе говоря, золотодобывающее предприятие будет по-разному загрязнять природу на севере или в пустыне (например, на Колыме или в окрестностях г.Заравшан в Узбекистане). Отсюда следует, что и методы предотвращения загрязнения должны быть

дифференцированы в зависимости от ландшафтно-геохимических условий

Таким образом, при решении экологических задач, связанных с работой золотодобывающей отрасли, необходимо учитывать как тип предприятия, так и ландшафтно-геохимические условия территории его размещения. Только тогда (в совокупности с технологическими решениями по охране окружающей среды) можно обеспечить минимум вредного влияния промышленных предприятий на природу.

Значительную роль в природоохранных мероприятиях имеет формирование и использование геохимических барьеров на пути миграционных потоков, содержащих загрязняющие ландшафт элементы. Такие барьеры целесообразно формировать вокруг промышленных площадок, отвалов, хвостохранилищ и др.

Материал для формирования геохимических барьеров, предотвращающих распространение горно-промышленного загрязнения, часто находится поблизости предприятий. Это могут быть отходы цементного производства, пищевой и легкой промышленности, глины и суглинки, илы и т.д. С учетом установленного ранее неизвестного нового вида геохимических барьеров – радиационно-химического, представляется возможным использовать в качестве материалов для барьеров горной массы, содержащей радиоактивные элементы. Использование радиации для предотвращения распространения горно-промышленного загрязнения является нетрадиционным приемом экологически чистых технологий, но при соблюдении правил радиационной безопасности может быть применено на практике.

10. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Проектирование геотехнологических предприятий от открытия месторождения до его промышленного освоения занимает достаточно длительный срок, иногда более 10 лет. В условиях государственного планирования и финансирования геологоразведочных и горнодобывающих отраслей проектные работы на месторождении проходили постоянную технико-экономическую оценку на основе геологической и технологической информации, многочисленные территориальные и государственные комиссии по запасам, после чего выполнялось непосредственное проектирование и передача месторождения в промышленную эксплуатацию.

Согласно действующим правилам россыпное или золоторудное месторождение до передачи промышленности проходит следующие стадии:

поисково-оценочных работ с составлением технико-экономических соображений (ТЭС) о целесообразности проведения предварительной разведки;

предварительной разведки, по завершении которой выполняется технико-экономический доклад (ТЭД) о целесообразности постановки детальной разведки;

детальной разведки, по завершении или в процессе ведения которой составляется технико-экономическое обоснование (ТЭО) возможности освоения месторождения; по результатам ТЭО принимается решение о проектировании горно-технологического комплекса.

Этапы проектирования, последовательность освоения месторождения определяются его масштабами (запасами) и особенностями (уровнем изученности) технологии добычи и переработки сырья. При применении традиционных технологий на ранних этапах освоения месторождения широко применяются методы аналогии и предварительных технологических испытаний руд. Нетрадиционные, в частности гидрометаллургические способы (КВ, ПВ, их композиция) требуют проведения специализированных поэтапных технологических исследований, адаптированных к условиям объекта оценки. В данном разделе особое внимание уделяется специфическим исследованиям и требованиям к изучению технологических свойств сырья для применения нетрадиционных способов добычи и переработки золота.

Из гидрометаллургических методов КВ золота цианидными растворителями является наиболее освоенным технологическим процессом. Принципиальные технологические схемы цианидного КВ представлены в предыдущих разделах. Имеется опыт проектирования опытных и опытно-промышленных комплексов на объектах с горнорудной массой от 100–200 т до 500–2000 тыс.т, как для вновь разведываемых, так и обрабатываемых золоторудных месторождений. Бесцианидная технология КВ золота в опытном масштабе опробывалась на шести золоторудных месторождениях Казахстана. Проект опытного полигона КВ проходил экологическую экспертизу и согласование в территориальных органах Республики Казахстан. Кроме того, имеется ряд технико-экономических проработок.

Процесс КВ как по цианидной, так и по бесцианидной технологии уязван по времени и ожидаемым технико-экономическим показателям с управляемыми (оптимизирующими) технологическими параметрами: средними размерами, высотой штабеля, кон-

центрацией растворов и окислителей, плотностью орошения поверхности штабеля (отвала или кучи). От этих параметров зависит значение таких показателей, как интенсивность извлечения (время и уровень извлечения), концентрация золота в продуктивных растворах, удельный расход реагентов и окислителей.

В процессе экспериментальных исследований рудного материала с получением исходных данных для проектирования комплекса КВ выделяются следующие этапы: тестовых испытаний; укрупненных лабораторных экспериментов; опытного опробования параметров кучного выщелачивания на площадке; опытно-промышленного опробования технологии.

Для первого этапа отбираются усредненные пробы массой от 10–20 до 100 кг, на которых устанавливаются следующие показатели процесса: уровень извлечения золота при применении различных реагентов (цианидной и бесцианидной композиции) в классе крупности рудного материала от 1 до 5 мм; расход реагентов; время выщелачивания. На этой стадии определяется принципиальная возможность применения КВ с той или иной композицией реагентов. Эксперименты проводят на стандартном лабораторном оборудовании (химические стаканы, кюветы, колонки и перколяторы).

Укрупненные лабораторные эксперименты выполняются на специальных стендах, имитирующих различные параметры технологического процесса, с выявлением зависимостей расходных показателей от размеров куска, концентрации и режима подачи реагентов и окислителей, высоты слоя. Масса рудного материала, необходимая для реализации данного этапа с учетом операций по усреднению пробы, составляет от 2–5 до 15–20 т и зависит от крупности золота, сортности руд и плана экспериментов. Исследования проводятся как правило на стендах (перколяторах и лотках), изготовленных из агрессивностойких материалов (полиэтилена, хлорвинила и др.) или покрытых защитными материалами (футерованные плиткой, гуммированные и т.д.). Параметры стендов выбираются в зависимости от крупности рудного материала и плана экспериментов и изменяются обычно в следующих пределах: для трубных моделей – диаметр 70–420 мм, высота колонн 1200–3000 см; для лотковых – (120–400)х(120–400)х(120–400) см. При планировании работ данного этапа предусматривается определение таких показателей, как изменение концентрации золота и других компонентов во времени, расход реагентов во времени, баланс растворов во времени, параметры сорбции или экстракции, десорбции и реэкстракции золота, параметры промывки и нейтрализации “кеков” и остаточных растворов. При многовариантности входных параметров в процессе

укрупненных лабораторных экспериментов накапливаются исходные данные для оптимизации следующих технологических показателей: среднего размера куска, концентрации реагентов и окислителей, плотности орошения и в конечном счете – высоты слоя.

Опытные работы на площадках КВ проводят при положительных результатах крупненных лабораторных экспериментов и их технико-экономической оценки на уровне ТЭС. При опытном опробовании технологии КВ формируют штабели высотой от 1,2 до 3–5 м, массой от 100–200 т до 10–300 тыс.т. Производительность установок по переработке растворов, получаемых на площадках КВ, соответственно колеблется от 3–5 до 100–250 м³/ч. Время проведения опытных работ на площадках КВ в зависимости от высоты слоя может изменяться от 3–5 недель до 1,5–2 лет. Обычно планируют извлечение на уровне 60–70% для забалансовых руд и 75–80% для балансовых. Проектом опытных работ предусматривают весь комплекс технологических исследований, включая рекультивацию горнорудной массы и техногенных вод. Результаты опытных работ являются базой для разработки ТЭО комплексного освоения месторождения и ТРП опытно-промышленных (промышленных) работ.

При технико-экономической оценке месторождения для применения технологии КВ сверх обычно представляемых в ГКЗ материалов исследуются и передаются проектным организациям следующие данные:

- характер распределения золота по крупности рудных кусков;
- минералогическая характеристика руд;
- характеристика слеживаемости руд;
- содержание глинисто-слюдистых минералов, в том числе в забалансовых рудах;
- геологические характеристики поверхности зон формирования рудных, безрудных отвалов и отвалов вмещающих пород;
- прогноз зон проседания, возможного обрушения, окарстообразования при проведении горных работ;
- возможные источники получения гидроизолирующих материалов (глин), характеристики таких объектов, расположенных в непосредственной близости от месторождения.

Аналогичная схема используется для получения исходных данных до стадии опытного опробования при планировании бесцианидной технологии подземного выщелачивания скальных руд. Опытное опробование проводится в блоках замагазинированной руды, в восстающих. Высота блока в зависимости от горнотехнических условий может изменяться от 20–40 до 60 м; восстающий заполняется рудой частично или полностью. Для приема растворов проходят специальные или оборудуются существующие гор-

ные выработки. Технологическая установка по приготовлению и переработке растворов может монтироваться в подземных горных выработках или на поверхности горно-шахтного комплекса. В зависимости от объемов руды, подготовленной для шахтного ПВ, производительность технологической установки может изменяться от 25–30 до 150–250 м³/ч.

При проектировании предприятия ПВ в горных выработках наряду с общими требованиями к изученности геологических и горно-технических характеристик месторождения представляются дополнительные сведения о следующих параметрах:

- характер распределения золота по крупности рудных кусков, начиная от забойной крупности;

- минералогическая характеристика руд;

- характеристика слеживаемости руд и изменения их проницаемости во времени;

- содержание глинисто-слюдистых минералов в зоне балансовых и забалансовых руд;

- детальная гидрогеологическая характеристика разрывных нарушений, в том числе новообразуемых (техногенных) в процессе ведения горных работ.

Скважинная технология ПВ золота бесцианидными реагентами пока не внедрена в промышленных масштабах. Однако имеются разработки технологических проектов на опытные участки, согласованные с региональными управлениями Госкомприроды.

Требования к изученности геологических, гидрогеологических условий для применения бесцианидной технологии ПВ золота из россыпей могут быть частично заимствованы из опыта работ уранодобывающей отрасли. Отличие заключается в ряде специфических требований к изучению геокриологических условий россыпных месторождений, расположенных в зоне многолетней и вечной мерзлоты, которые необходимы для выбора технологии оттаивания песков и расчета энергозатрат. Для россыпей, приуроченных к таликовым зонам и обводненным горизонтам, информация о природных условиях должна включать следующие данные:

- 1 Характеристика запасов по блокам, в том числе:

- запасы золота, серебра и других компонентов по литологическим типам (глины, пески, гравеллиты и т.д.);

- мощность рудных тел;

- площадь блоков;

- содержание золота, серебра и других компонентов;

- коэффициент рудоносности;

- пространственное положение рудных тел относительно плотики и линз глин (водоупоров);

глубина залегания подошвы рудных тел;

Та же информация приводится по отдельным участкам месторождения.

2. Информация по месторождению в целом:

запасы золота, серебра и других компонентов промышленных категорий по основным литологическим типам руд, а также их забалансовые и прогнозные запасы по этим типам;

содержание указанных компонентов по основным литологическим типам руд;

мощность рудных тел;

площадь рассчитанных блоков;

коэффициент рудоносности.

3. Характеристика руд (золотоносных песков), в том числе:

основные литологические типы руд, объем рудной массы в каждом из них;

площадное размещение основных литологических типов;

вещественный и минеральный состав литологических типов;

оценка пористости.

4. Структурные характеристики месторождения.

5. Гидрогеологические и инженерно-геологические условия, в том числе:

гидрогеологический разрез, включая верхний надрудный и подрудный (плотик) горизонты;

гидрогеологическая структура, направление потоков, характер водообмена;

мощность водоносных горизонтов;

фильтрационная неоднородность (по результатам опытно-фильтрационных работ);

коэффициент фильтрации;

химический состав подземных вод;

температурный режим вод;

сведения о водопользовании;

инженерно-геологические характеристики поверхности.

6. Инженерно-геологический разрез месторождения, в том числе категории буримости, наличие карста, валунистость, паспортные данные по бурению геологоразведочных скважин.

7. Климатическая характеристика участка месторождения, в том числе температурный режим, глубины оттаивания и промерзания поверхностного слоя, "роза" ветров.

Анализ основных положений общей теории гетерогенных процессов позволяет утверждать, что на процессы выщелачивания и растворения золота влияют факторы, зависящие от природы рудного материала, а также от состава и свойств выщелачивающих реагентов.

Наиболее значимыми факторами, обусловленными природой рудного материала и воздействующими на кинетику выщелачивания золота, являются:

- гранулометрический состав руд;

- вещественно-минеральный состав руд и вмещающих пород;

- приуроченность золота к выделенным типам руд, в том числе наличие золота, приуроченного к сульфидам, кварцу, свободного;
- средние содержания золота по выделенным типам руд.

К наиболее значимым факторам, связанным со свойствами выщелачивающих реагентов, относятся:

- вид выщелачиваемого реагента (кислый, нейтральный, щелочной);

- покомпонентный состав выщелачивающего реагента;

- концентрация окислителей, деполяризаторов и интенсификаторов;

- концентрация реагентов для поддержания определенного окислительно-восстановительного потенциала среды;

- концентрация реагентов для устойчивого комплексообразования

При подземном выщелачивании к этим факторам добавляется также скорость фильтрации реагентов.

Авторами разработан и опробован оригинальный комплекс лабораторно-экспериментальных исследований по выщелачиванию полезных компонентов из золотосодержащих песков, позволяющий с учетом всех выше перечисленных факторов, влияющих на кинетику выщелачивания, подобрать оптимальный для конкретных геотехнологических типов руд состав выщелачивающего реагента и получить геотехнологические показатели процесса выщелачивания, используемые в качестве исходных данных при проектировании опытных и опытно-промышленных работ.

Комплекс лабораторных работ последователен и включает в себя следующие этапы:

- поисковый;

- оптимизации состава выщелачивающего раствора;

- оптимизации гидродинамических показателей

На поисковом этапе исследования проводятся в агитационном режиме, опробуются вид и покомпонентный состав реагентов. На этом этапе получают информацию о принципиальной возможности извлечения золота из песков тем или иным выщелачивающим реагентом.

На втором этапе варьируется и уточняется состав реагентов в отношении концентраций составляющих выщелачивающий раствор компонентов, и на основе таких критериев, как минимум удельных расходов, максимум степени извлечения золота, макси-

мальная селективность извлечения, определяются оптимальный состав раствора и предварительные геотехнологические показатели.

На третьем этапе варьируется и оптимизируется темп подачи выщелачивающего раствора в зону реакции. Результатами этого этапа исследований являются геотехнологические показатели выщелачивания, которые могут служить исходными данными для проектирования на стадиях опытных и опытно-промышленных работ.

Кроме того, для решения экологических задач выявляются сорбционно-емкостные свойства песков и вмещающих пород. К отдельным видам исследований принадлежат такие, как оценка параметров сорбции, десорбции, экстракции и реэкстракции золота, определение оптимальных режимов электролиза и доводка золота до товарной кондиции. По совокупности экспериментальных данных для проектирования опытных, опытно-промышленных работ и строительства геотехнологических предприятий должны быть получены следующие характеристики и зависимости:

средняя, минимальная и максимальная концентрации реагента и окислителя и режим их подачи по времени по основным типам руд;

зависимости изменения концентрации золота, серебра и других компонентов, коэффициента извлечения и удельного расхода реагентов и окислителей от длины пути и скорости фильтрации, содержания золота в песках по основным литологическим типам руд;

зависимости изменения фильтрационных свойств основных литологических типов руд по времени, от концентрации реагента и окислителей;

зависимости изменения реагентоемкости по основным литолого-фильтрационным типам руд и вмещающих пород от концентрации реагентов, режима подачи их и окислителей, температуры рабочих растворов;

зависимости изменения в продуктивных растворах концентрации реагента, Eh и pH от длины пути и скорости фильтрации, режима подачи реагентов и окислителей, температуры рабочих растворов;

зависимости коэффициента извлечения от съема растворов (Ж:Т) при разных концентрациях реагента, видах окислителей, температурах рабочих растворов, режимах подачи;

поведение попутных компонентов при перечисленных условиях проведения исследований;

удельный расход реагентов и окислителей на единицу горно-рудной массы по основным литолого-фильтрационным типам руд

в зависимости от концентрации реагента и окислителей, температуры;

полный химический состав продуктивных растворов по основным литолого-фильтрационным типам руд на разных стадиях процесса;

параметры сорбции, десорбции, возможно, экстракции, расход основных реагентов при переработке растворов;

токовый и реагентный режимы электролиза элюатов, состав получаемых продуктов

Эффективная и рациональная отработка месторождений и переработка золотосодержащей массы возможны только при проведении всего цикла экспериментальных работ – от лабораторных до промышленных, с установлением необходимых зависимостей и параметров, определением видов реагентов и окислителей, деполляризаторов и интенсификаторов, выявлением технологических режимов и времени процесса.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Основными источниками получения золота являются золоторудные и россыпные месторождения эндогенного, экзогенного и метаморфического типов. Широкий диапазон генетических позиций определяет многообразие условий залегания, морфологии и вещественного состава месторождений и других факторов, влияющих на выбор рациональной технологии их отработки и переработки руд и песков. При преобладающей роли традиционных способов добычи золота в ряде стран наметилась четкая тенденция совмещения их с нетрадиционными способами отработки (в частности, с кучным выщелачиванием), позволяющими вовлечь в переработку бедные и труднообогатимые руды, снизить потери металла и получить значительную прибыль.

В настоящее время добыча золота из россыпей является доминирующей в структуре золотодобывающей отрасли Российской Федерации. Относительная простота и высокая экономическая эффективность технологии отработки россыпей в северо-восточных районах страны сочетаются с рядом осложняющих факторов — сезонным характером отработки поверхностных россыпей, трудными горно-геологическими условиями отработки глубокозалегающих и талых россыпей. Переработка золотосодержащих песков осуществляется преимущественно гравитационными методами.

При переработке золотосодержащих руд выделяются две основные стадии технологических процессов: обогащение (дробление, грохочение, сортировка, измельчение, гравитационная концентрация, флотация) и металлургия (цианирование, амальгамация, обжиг, сорбционные и экстракционные методы, гидрохлорирование, автоклавное окисление).

В зависимости от вещественного состава и технологических свойств руд в заводских условиях применяются различные способы их переработки. Весьма распространенными способами в настоящее время являются гидromеталлургические процессы. Значительные сложности при заводском переделе возникают при переработке сульфидных, сульфидно-мышьяковых, органосодержащих типов руд, требующих дополнительных затрат по обжигу, улавливанию токсичных компонентов, применению сложных технологических схем. Одновременно при традиционных технологиях переработки образуются огромные объемы отходов производства, складываемые в отвалы, шламо- и хвостохранилища. Они занимают значительные площади и являются источниками за-

грязнения окружающей среды, но вместе с тем содержат значительные количества ценных компонентов, которые могут быть извлечены с применением комплексных (кучное, чановое выщелачивание – гравитационные схемы) нетрадиционных технологий.

Выщелачивание золота из руд и россыпей может быть как вспомогательным, так и самостоятельным горно-технологическим процессом, позволяющим в значительной степени повысить экономическую эффективность отработки месторождений. По горно-геологическим условиям и геотехнологическим свойствам применение технологии выщелачивания возможно на рудах золото-кварцевой и золото-кварц-малосульфидной формаций, метаморфизированных конгломератах, россыпях, зонах окисления и “железных шляпах” первично сульфидных месторождений. Граничные условия определяются повышенными содержаниями сульфидов (>10%), углисто-алевролитовой фракции (до 20%), трудной вскрываемостью частиц золота.

Применимы в качестве самостоятельных технологий или в сочетании с традиционными все три известные инженерные схемы выщелачивания: КВ, ПВ в горных выработках и скважинная технология ПВ. При этом кучное выщелачивание золота в зависимости от технологических свойств руд можно проводить с использованием как цианидных, так и бесцианидных реагентов (тиокарбамидов, оксихлоридов и др). В случае шахтных и скважинных систем ПВ пригодны лишь бесцианидные реагенты.

Принципиальная технологическая схема КВ включает процесс рудоподготовки (дробление, при необходимости – дешламация и агломерация), непосредственно выщелачивание на специально оборудованной площадке, приготовление и переработку растворов, рекультивацию отходов производства. При ПВ в подземных горных выработках возможны технологии с дроблением руды в блоках или с использованием природной проницаемости массива, выщелачиванием золота из руд и рекультивацией рудной массы.

Скважинная технология ПВ включает этапы сооружения технологических скважин (при необходимости – подготовку массива), непосредственно выщелачивания по месту залегания и рекультивации недр и поверхности. Переработка продуктивных растворов осуществляется на сорбционных колоннах с использованием ионообменных смол и активированных углей. В целом выщелачивание отвечает всем условиям замкнутой экологически щадящей безотходной технологии добычи золота. При масштабном внедрении подобных технологий на объектах золотодобычи должен быть учтен значительный опыт и потенциал редкометалльной отрасли, в которой объем добычи металлов различными способами выщелачивания составляет около 45%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Абишев В.М., Баханова Е.В., Зорин Ю.М.* Геология, вещественный состав руд и геохимические особенности Васильковского золоторудного месторождения // Геология, геохимия и минералогия золоторудных районов и месторождений Казахстана. — Алма-Ата: изд. КазИМС, 1972. — С. 107 — 163.
2. *Аверин Ю.А., Бланк В.Я., Диаров А.Б.* и др. Условия формирования золоторудных месторождений в вулканогенных поясах Казахстана и Средней Азии // Геология, геохимия и минералогия золоторудных районов и месторождений Казахстана. — Алма-Ата, изд. КазИМС, 1972. — С. 11 — 32.
3. *Адамов Э.В., Панин В.В.* Бактериальное и химическое выщелачивание металлов. — М.: изд. ВИНТИ, 1978.
4. *Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благородных металлов / В.К.Бубнов, В.И.Голик, А.Е.Воробьев и др.* — Акмола: Жана-Арка, 1993.
5. *Ананян А.А.* Перемещение влаги в мерзлых рыхлых горных породах под влиянием сил электросмоса // Коллоид. журн. — 1952. — т.14. — №1. — С. 1—9.
6. *Андреев П.И., Орлова О.Д.* и др. Использование нетоксичных реагентов для переработки бедных руд благородных металлов // Разведка и охрана недр. — 1990. — №3. — С. 17—22.
7. *Аренс В.Ж.* Сквжинная добыча полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986.
8. *Аренс В.Ж.* Способ кислотной обработки пласта: А.с. 1118106 СССР, 1983.
9. *Арефьев Г.Г.* Способ очистки сточных вод: А.с. 542731 СССР, 1978.
10. *Атакулов Т.* Способ разработки месторождений полезных ископаемых подземным выщелачиванием: А.с. 1118105 СССР, 1983.
11. *Атакулов Т.* Способ создания противодиффузионных завес: А.с. 729301 СССР, 1980.
12. *Бабкин П.В., Сидоров А.А.* Золото-серебряные месторождения Северо-Востока СССР // Разведка и охрана недр. — 1972. — №10. — С. 4—11.
13. *Баженов Н.И.* Золоторудные месторождения Восточного Казахстана // Геология и геохимия месторождений благородных металлов Казахстана. — Алма-Ата: изд. КазИМС, 1969. — С. 46—50.
14. *Банденок Л.И.* Очистка сточных вод на зарубежных фабриках. — М.: Цветметинформация, 1974.
15. *Баранов В.М., Долгих П.Ф., Бубнов В.К.* О возможности интенсификации процесса выщелачивания полезных компонентов из рудных отвалов // Комплексное использование минерального сырья. — 1983. — №3. — С. 24—27.
16. *Барченков В.В.* Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. — М.: Металлургия, 1982.
17. *Баскаева О.Г.* Автоматизация процессов очистки цианосодержащих сточных вод обогатительной фабрики Иртышского полиметаллического комбината. — М.: Цветметинформация, 1972.
18. *Бокий Г.Б.* Красталлохимические соображения о поведении воды в мерзлых горных породах // Вестн. МГУ. Сер. геол. — 1961. — №1. — С. 129—141.
19. *Буриев С.Б., Ахунов А.А., Ахундов Х.Х.* Биотехнологические основы очистки сточных вод золотоизвлекательных фабрик // Фотосинтез и фотобиотехнологии: Тез.докл. — Пущино, 1991. — С. 17—23.
20. *Воробьев А.Е., Чекушина Т.В.* Способы и методы формирования техногенных минеральных объектов при открытой разработке сложноструктурных месторождений. — М.: Цветметинформация, 1990.
21. *Воробьев А.Е., Чекушина Т.В.* Способ гидроукладки пород при отрицательных температурах: А.с. 1742482 СССР, 1992.

22. *Воронин А.С.* Способ очистки вод от хлорорганических инсектицидов: А.с. 823303 СССР, 1982.

23. *Груздев К.И., Груздева М.П., Орлов А.И.* Оценка сырьевой базы для извлечения благородных металлов из руд методом кучного выщелачивания. — Алма-Ата: изд. КазНИИНТИ, 1987.

24. *Давыдова Л.А., Таужнянская З.Н., Михайлова С.Ф.* Зарубежный опыт кучного выщелачивания цветных и драгоценных металлов из забалансовых руд // Цветная металлургия. — 1982. — №9. — С. 24—28.

25. *Денисова О.В., Таугилиянская З.Р.* Разработка и практика применения новых процессов извлечения золота за рубежом. — М.: Цветметинформация, 1976.

26. *Забельский В.К.* Перспективы применения скважинной технологии подземного выщелачивания при разработке месторождений полезных ископаемых // Горный журнал — 1991. — №7. — С. 48—52.

27. *Зеленов В.И.* Методика исследования золотосодержащих руд. — М.: Недра, 1978.

28. *Зубченко Г.В., Рогалева О.В.* Способы защиты рек от загрязнений сточными водами приисков // Тр. ВНИИИ золота и редких металлов. — 1974. — №34. — С. 88—91.

29. *Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Беляевская Л.В.* Теория гидрометаллургических процессов. — М.: Металлургия, 1975.

30. *Иванов А.В., Базарова В.Б.* Химическое выветривание пирита с водой и различными водными растворами при положительных и отрицательных температурах // Миграция химических элементов в криолитозоне. — Новосибирск: Наука, 1985 — С. 115—123.

31. *Инструкция по применению классификационных запасов к золоторудным месторождениям.* — М.: изд. ГКЗ СССР, 1983

32. *Инструкция по применению классификации запасов к россыпным месторождениям полезных ископаемых.* — М.: изд. ГКЗ СССР, 1982.

33. *Калиниченко Н.Г.* Золоторудные формации Северо-Западного Каратау (Южный Казахстан) // Геология, геохимия и минералогия золоторудных районов и месторождений Казахстана. — Алма-Ата: изд. КазИМС, 1972. — С. 48—60.

34. *Каравайко Г.И.* Микробиологические процессы выщелачивания золота из руд. — М.: Центр международных проектов ГКНТ, 1984.

35. *Каюпов С.К.* Перспективы рудоносности вторичных кварцитов хр. Алтын-Эмель (Южная Джунгария) // Критерии рудоносности метасоматитов. Ч. 2. — Алма-Ата: изд. АН КазССР, 1971. — С. 91—96.

36. *Кириченко А.И.* Химические способы добычи полезных ископаемых. — М.: изд-во АН СССР, 1958.

37. *Копалев А.М.* Способ очистки пульпы и растворов солей от хлора сорбцией: А.с. 657072 СССР, 1979.

38. *Кошколода К.Н., Пименов М.К., Атакулов Т.* Пути интенсификации подземного выщелачивания. — М.: Энергоатомиздат, 1989.

39. *Культин Ю.В., Гуркина Н.Ф., Пименов М.К.* и др. Способ подземного выщелачивания полезных ископаемых: А.с. 896238 СССР, 1981.

40. *Культин Ю.В., Кузманов Л.А.* и др. Метод за подземного извлечения на металл: А.с. 35857 НРБ, МКИЕ 21 С 43/00, 1984.

41. *Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений /* Под ред. Д.И. Скороварова — М.: Энергоатомиздат, 1988.

42. *Ласкорин Б.Н.* Сорбция золота из кислых тиокарбамидных сред // Цветная металлургия. — 1973. — №5. — С. 34—37.

43. *Лер К.* Способ извлечения из водных растворов благородных металлов: А.с. 1309914 СССР, 1987.

44. *Лисовский Г.Д., Лобанов Д.П., Назаркин В.П.* Кучное и подземное выщелачивание металлов. — М.: Недра, 1982.

45. *Луев А.И., Рудаков И.Е.* Подземные системы выщелачивания металлов. – М.: изд. МГРИ, 1979.
46. *Лурье А.А.* Хроматографические материалы. – М.: Химия, 1978.
47. *Макаров В.Н.* Подвижность химических элементов в пергляционном литогенезе // Миграция химических элементов в криолитозоне. – Новосибирск: Наука, 1985. – С. 50–61.
48. *Мамиллов В.А., Петров Р.П., Шушания Г.Р.* и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. – М.: Атомиздат, 1980.
49. *Методические рекомендации по геолого-экономической оценке россыпных месторождений золота.* – М.: изд. ЦНИГРИ, 1988.
50. *Минеев Г.Г.* Биометаллургия золота. – М.: Metallургия, 1989.
51. *Минеев Г.Г.* О кучном выщелачивании золотосодержащего сырья // Цветные металлы. – 1985. – №1. – С. 77–80.
52. *Минеев Г.Г., Томилов В.Д., Соколова Т.А.* Техничко-экономические соображения о перспективах использования кучного и подземного выщелачивания в золотодобывающей промышленности // Тр. 2-й Всесоюз. конф. по геотехнол. метод. добычи полезных ископаемых. – М.: изд. ГИГХС, 1975.
53. *Минеев Г.Г., Черняк А.С.* О возможных путях использования гуминовых соединений в гидрометаллургических процессах извлечения золота и других металлов // Журнал прикладной химии. – 1974. – Т. 47. – №11. – С. 2503–2506.
54. *Минеев Г.Г., Черняк А.С., Строганов Г.А.* Пути и перспективы технологического освоения забалансового золотосодержащего сырья. – Иркутск: изд. Иргиредмет, 1973.
55. *Мосинец В.Н.* Золото: современные проблемы запасов, производства и потребления (аналитический обзор). – М.: ВИНПИтехнология, 1991.
56. *Мосинец В.Н.* Перспективы подземного и кучного выщелачивания золота из гидротермальных и россыпных месторождений. – М.: ВИНПИтехнология, 1990.
57. *Мосинец В.Н., Лобанов Д.П., Тедеев М.Н.* и др. Строительство и эксплуатация рудники подземного выщелачивания. – М.: Недра, 1987.
58. *Мурсалимов Х.И., Григорьев Ю.Н., Тэмс А.П., Хаматов И.С.* Геологические предпосылки и методика поисков золоторудных месторождений в Северном Казахстане. – Алма-Ата: изд. КазИМС, 1972.
59. *Николаев А.В., Копонов Ю.С.* О применении амфотерных ионитов для извлечения золота из цианистых растворов // Изв. АН СССР. Сер. хим. науки. – 1971. – Вып. 5. – №12. – С. 133–137.
60. *Новик-Качан В.П.* Способ подземного выщелачивания полезных ископаемых. А.с. 1085732 СССР, 1987.
61. *Новик-Качан В.П., Губкин Н.В., Десятников Д.Т.* Добыча металлов способом подземного выщелачивания. – М.: Цветметинформация, 1970.
62. *Обогащение полезных ископаемых.* Т. 11. – М.: изд. ВИНТИ, 1977.
63. *О растворении золота в присутствии биоорганических продуктов* / Л.М.Верникова и др. // Цветные металлы. – 1987. – №11. – С. 106–109.
64. *Ордобаев А.А., Рысбаев Ж.А.* Горные работы на основных производственных участках ГОКа “Алтайзолото” // Горный журнал. 1993. – №5. – С. 13–17.
65. *Основы геокинологии.* М.: изд-во АН СССР, 1959.
66. *Парфенова Н.К., Атакулов Т., Кульшин Ю.В.* Система отработки пластовых месторождений скважинными системами, пробуренными с поверхности // ГМП. – 1980. – №6. – С. 3–18.
67. *Патент 4422611 США, МКИ 299–4,* 1980.
68. *Петров Р.П.* Способ отработки месторождений полезных ископаемых: А.с. 967143 СССР, 1976.
69. *Плаксин И.Н.* Гидрометаллургия. – М.: Наука, 1972.
70. *Плаксин И.Н., Тэтару С.А.* Гидрометаллургия с применением ионитов. – М.: Metallургия, 1954.

71. *Плаксин И.Н., Южтанов Д.М.* Гидрометаллургия. – М.: Metallurgy, 1949.
72. *Погадеев В.М.* О типах золота из россыпей хр. Каратау // Минералогические исследования и эффективность промышленного использования руд. – Алма-Ата: Наука, 1987. – С. 88–90.
73. *Прозоров Л.Б., Сазонов А.Г., Пименов М.К.* и др. Способ подготовки эксплуатационного блока к подземному выщелачиванию: А.с. 1443505 СССР, 1988.
74. *Птицын А.Б.* Геохимические основы геотехнологии металлов в условиях мерзлоты. – Новосибирск: Наука, 1992.
75. *Пыжов С.С., Макарова С.Н.* Кучное выщелачивание золотосодержащих руд за рубежом // Цветные металлы. – 1984. – №11. – С. 25–28.
76. *Рудные месторождения СССР. Т. 3 /* Под ред. В.И. Смирнова. – М.: Недра, 1976.
77. *Сагамбаев А.* Способ выщелачивания сульфидных руд: А.с. 632743 СССР, 1978.
78. *Седова Н.А.* Способ переработки сульфидных полиметаллических продуктов, содержащих благородные и цветные металлы: А.с. 1174488 СССР, 1985.
79. *Семенов В.Я.* Способ регенерации ионообменных смол, насыщенных благородными металлами: А.с. 890378 СССР, 1988.
80. *Сергеенко И.А., Мосев А.Ф., Бочко Э.А.* Бурение и оборудование геотехнологических скважин. – М.: Недра, 1984.
81. *Способ извлечения драгоценных металлов:* Патент 2648601 США, 1948.
82. *Способ подземного выщелачивания:* Патент 4043699 США, МКИ 299–4, 1975.
83. *Способ рафинирования металлов платиновой группы Окута Ахихико:* Патент 63195231 Японии, 1980.
84. *Сургай В.Т.* Регионально-геохимические условия золотоносности Тянь-Шаня. – Фрунзе: Илим, 1973.
85. *Суховерский В.Ф., Ждановских А.А.* Закономерности агрегации кусковых материалов при формировании наклонно-слоевых штабелей // Совершенствование процессов открытой добычи и подготовки руд. – Фрунзе: Илим, 1978.
86. *Телегина Л.Е., Кофман В.Я.* Использование метода кучного выщелачивания для переработки бедных золотосодержащих руд // Цветные металлы. – 1984. – №7. – С. 10–14.
87. *Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания /* В.К.Бубнов, Э.К.Спирин, А.Е.Воробьев и др. – Целиноград: Жана-Арка, 1992.
88. *Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом /* Под ред. В.В. Ладейщикова. – М.: Metallurgy, 1973.
89. *Фатеев Н.Т.* Способ гидроразрыва пород: А.с. 692989 СССР, 1983.
90. *Хабиров В.В.* Ионообменная колонна: А.с. 597129 СССР, 1976.
91. *Хабиров В.В., Белоусенко А.Г., Дубовицкий В.Ф.* и др. Колонна для сорбционно-десорбционных процессов: А.с. 434115 СССР, 1974.
92. *Хабиров В.В., Воробьев А.Е.* Теоретические основы развития горнодобывающих и перерабатывающих производств Кыргызстана / Под ред. Н.П. Лаверова. – М.: Недра, 1993.
93. *Хабиров В.В., Воробьев А.Е., Чекушина Т.В.* Способ формирования рекультивационного слоя на хвостохранилищах: Патент 1792545 СССР, 1992.
94. *Хабиров В.В., Горбань В.Н., Петров М.П.* Ионообменная колонна: А.с. 1244815 СССР, 1984.
95. *Хабиров В.В., Петров М.П.* Ионообменная колонна: А.с. 814441 СССР, 1981.
96. *Хабиров В.В., Петров М.П., Михайлов Л.П.* и др. Ионообменная колонна: А.с. 1027882 СССР, 1981.
97. *Хабиров В.В., Петров М.П., Михайлов Л.П.* и др. Ионообменная противоточная колонна: А.с. 1137638 СССР, 1982.
98. *Хабиров В.В., Петров М.П., Румянцев В.К.* и др. Аппарат для выщелачивания руд и концентратов: А.с. 978592 СССР, 1981.

99. Хабиров В.В., Тумашев Ф.Н., Горбань В.Н. и др. Ионнообменный аппарат: А.с. 1275823 СССР, 1984.
100. Чекушин В.С. Экстракционная способность органических сульфидов // Изв. вузов. – 1976. – №6. – С. 92–97.
101. Шапиро А.П., Шведова Н.В. Растворение золота в растворах сульфоксидных соединений // Тр. ЦНИГРИ. – 1974. – вып. 1. – С. 27–29.
102. Шварцев С.Л. Некоторые результаты гидрохимических исследований в условиях многолетней мерзлоты // Геология рудных месторождений. – 1963. – №2. – С. 100–110.
103. Шило Н.А., Сидоров А.А. Месторождения золота Северо-Востока СССР // Проблемы металлогении советского Дальнего Востока. – М.: Наука, 1974. – С. 93–103.
104. Яковлев П.Д. Промышленные типы рудных месторождений. – М.: Недра, 1992.
105. Якушкин Т.К., Хасенов Х.М. Золотоносность и основные типы месторождений золота Южного Казахстана // Геология и геохимия месторождений благородных металлов Казахстана. – Алма-Ата: изд. КазИМС, 1969. – С. 96–99.
106. Argol J.O. Yeaching dustm to rekovere more southwest copper at lower cost // Mining World. – 1963. – V. 25. – №11. – P. 22.
107. California Mining, 1982. – V. 51. – №10. – P. 34–42.
108. Care L. Elmor Phillp Mitchell. Heap leading with oxiden: Патент 4721526 США, МКИ С 22 В 11/04, 1988.
109. Griffin A.F. Gold recovery process: Патент 4681628 США, МКИ С 22 В 11/04.
110. Grimm R. Casting powder for the continuony Costing of steel and a process for the continuony Casting of steel: Патент 4595572 США, МКИ С 22 В 11/04, 1987.
111. Engineering and Mining. – 1985. – V. 186. – №12.
112. Jeffrey S. Nieols. Gold: Suppy/Demand // Gold: Special Supplamant to Mining Journal. – 1986. – Sapt. – P. 2–7.
113. McQuiction F.W., Shoemaker R.S. Gold and silver cyanidation plant practice // Society of Mining Engineers, 1976.
114. Mining Mag. – 1983. – V. 148. – №4.
115. Prater J.D. Ju situ carbonate leaching at the old reliabile Mine // Mining Mag. – 1974. – V. 130. – №5. – P. 355–356.
116. Potter J.M. Design factors for heap leaching operations // Mining Engineering. – 1981. – March.
117. Process for chilorinating volatulisatlon of metals which are present in oxide iron ores or concentrates: Патент 4642134 США, МКИ С 22 В 11/00, 1987.
118. Process for separately recovering gold and silver from solution by corbon adsorbtion / R.M. Genik и др.: Патент 4606766 США, МКИ С 22 В 11/08, 1987.
119. Stenge V.A. Process for solution Mining of silver: Патент 3647261 США, МКИ E 21 В 43/28, 1970.
120. Stenly H. Dayton Pegasus Mining Co // Engineering and Mining Journal. – 1983. – Des.
121. Strauford Alligatore Ridge From a Joine prospeetons Discovery to an Operating Gold mine by warren // Mining Engineering, 1984, №6.
122. Van Zul P.M. Computer controllend Merrill Crowe processing // Engineering and Mining Journal, April, 1983.
123. Une nouveaute fondamentable: la destruction des effeluels cyanures par electrolyse // Galvano. – 1973. – № 433.
124. Union Oil Company California: Патент 4358158 США, МКИ 299–4 У 21 В 43/28.