Московский
государственный
горный
университет

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ — *президент МГГУ, чл.-корр. РАН*

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС — *директор Издательства МГГУ*

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ — *академик РАЕН*

А.П. ДМИТРИЕВ — *академик РАЕН*

Б.А. КАРТОЗИЯ — *академик РАЕН*

А.В. КОРЧАК — *академик МАН ВШ*

М.В. КУРЛЕНЯ — *академик РАН*

В.И. ОСИПОВ — *академик РАН*

В.Л. ПЕТРОВ — *академик МАН ВШ*

Э.М. СОКОЛОВ — *академик МАН ВШ*

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ — *академик РАН*

В.А. ЧАНТУРИЯ — *академик РАН*

Е.И. ШЕМЯКИН — *академик РАН*

Т.Т. Исмаилов
В.И. Голик
Е.Б. Дольников

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области прикладной геологии в качестве учебника для студентов, магистров и аспирантов высших учебных заведений, обучающихся по горно-геологическим специальностям по направлению подготовки 130200 «Технологии геологической разведки»

Горное образование

МОСКВА
ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
2008

УДК 622.274
ББК 33.15
Г 60

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124—94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей № 77.99.60.953.Д.008501.07.07

Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением высших учебных заведений Российской Федерации по образованию в области прикладной геологии (письмо № 19-14-УМО/229 от 19.05. 2005 г.)

Рецензенты:

- д-р техн. наук, проф. *В.И. Комащенко* (Российский государственный геологоразведочный университет);
- д-р техн. наук, проф. *В.А. Шестаков* (Южно-Российский государственный технический университет)

Исмаилов Т.Т., Голик В.И., Дольников Е.Б.

Г 60 Специальные способы разработки месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2008. — 331 с.: ил.
ISBN 978-5-7418-0540-4 (в пер.)

Приведены общие сведения о горных технологиях разработки месторождений. Особое внимание уделено специальным способам разработки месторождений и их специфике. Рассмотрены возможности совершенствования этих способов. Определена область их эффективного использования. Даны расчеты параметров специальных способов разработки.

Для студентов, магистров и аспирантов высших учебных заведений, обучающихся по горно-геологическим специальностям по направлению подготовки «Технологии геологической разведки».

УДК 622.274
ББК 33.15

ISBN 978-5-7418-0540-4

© Т.Т. Исмаилов, В.И. Голик, Е.Б. Дольников, 2008
© Издательство МГГУ, 2008
© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2008

ВВЕДЕНИЕ

Добыча полезных ископаемых специальными способами известна с древнейших времен. Промышленное извлечение меди из кислых рудничных вод началось в XVI веке. В XX веке в США, СССР, Канаде, Франции, Австралии, Бразилии специальные способы уже получили промышленный статус.

Специальные способы извлечения полезных компонентов — одна из составляющих частей геотехнологии — получили развитие как альтернатива традиционным способам, использование которых дорого и опасно для окружающей среды.

В технологически развитых странах получили развитие геотехнологические методы добычи, в том числе и металлов (в основном урана, меди, цинка и свинца), химическим растворением потерянных руд.

Специальные способы добычи, нередко из потерянных для традиционных технологий запасов, обеспечивают приемлемые эколого-экономические показатели и могут использоваться в комплексе технологий разработки месторождений. Применение этих технологий позволяет дополнительно извлечь из ранее потерянных запасов до 70 — 80 % металлов и повышает полноту использования недр.

Получает развитие тенденция добычи металлов подземным выщелачиванием из бедных, забалансовых руд и потерянных в отработанном пространстве руд. Сравнительно хорошо освоены технологии подземного выщелачивания свинца и цинка из бедных сульфидных полиметаллических руд на месте их залегания и из потерянных руд. Разработана и испытана в промышленных условиях технология извлечения металлов из продукционных растворов выщелачивания.

Несмотря на успехи в области освоения специальных технологий добычи, некоторые их вопросы изучены недостаточно. Это — применение теории и передового опыта выщелачивания к условиям конкретных регионов, дифференциация техногенных

и сложных месторождений по условиям, а также разработка систем контроля и управления эффективностью технологических процессов.

Специальные способы разработки позволяют существенно расширить сырьевую базу цветной металлургии. Они исключают или упрощают трудоемкие и опасные операции и позволяют рентабельно извлекать полезные компоненты из бедных забалансовых и потерянных запасов.

Состояние сырьевой базы России ухудшается с каждым годом. Кондиционного сырья осталось на несколько лет эксплуатации. В связи с этим большое значение приобретает проблема повышения полноты использования недр и вовлечения в отработку бедного сырья. Для эксплуатации таких месторождений нужны новые, рентабельные и безопасные технологии. Опыт отраслей горно-добывающей промышленности свидетельствует, что такими технологиями могут быть специальные способы разработки месторождений.

Авторами отдельных разделов учебного пособия являются: проф., д.т.н. К.К. Хулелидзе (гл. 12), канд. техн. наук Д.В. Голик (гл. 9), канд. техн. наук В.И. Ляшенко (разд. 5.2, 6.1), инженеры Р.Ф. Голик (разд. 2.3, 5.3), Н.И. Никитин (разд. 5.2), Е.Б. Дольников (разд. 3.3).

ГОРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ: ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ

Глава

1

1.1 ФИЛОСОФИЯ ГОРНО-РУДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Философия горно-рудного производства — это система идей и взглядов на развитие горного дела, концепция управления природными ресурсами, рационального решения экологических проблем и охраны окружающей среды, направленная на стабилизацию и устойчивое развитие горных территорий.

К числу прогрессивных технологических методов освоения месторождений относятся способы подземного и поверхностного выщелачивания руд. Дополнительное производство металлов и их соединений путем их выщелачивания из бедных руд при невысоких затратах по эффективности сопоставимо с вовлечением в эксплуатацию новых месторождений полезных ископаемых. Оно не только приносит прибыль и повышает полноту использования природных ресурсов, но и существенно увеличивает срок деятельности предприятий как градообразующих объектов, сохраняющих трудовые ресурсы и снижающих фактор безработицы.

Шахтные стоки уже давно принято рассматривать как жидкую руду. Известные в практике освоения месторождений методы гидрометаллургического передела руд позволяют рентабельно извлекать из них металлы, причем промышленные стоки становятся менее опасными для окружающей среды. Однако по затратным параметрам технологии выщелачивания (гидрометаллургические) могут конкурировать с традиционными пирометаллургическими методами только при извлечении металлов из растворов не ниже 70 % их объема.

Новейший период истории Земли ознаменовался появлением ноосферы как части геосфер планеты, охватывающей лито-, гидро и атмосферу (биосферу), формирование которой обусловлено сознательной, творчески активной деятельностью социального общества, обладающего способностью оценивать свои поступки, ставить цели, намечать пути и разрабатывать средства для их достижения.

К середине прошлого века проблема бережного отношения к окружающей среде, в том числе и к недрам, из локальной превратилась в глобальную, и вопросы горной экологии, бывшие в основном предметом философии, перешли в ранг национальных, государственных задач производственного и социального назначения.

Конец минувшего и начало нового века «ознаменовались» резким обострением противоречий в системе человек — окружающая среда — минеральные ресурсы. В России, несмотря на некоторое сокращение нагрузки на биосферу в результате снижения объемов промышленного производства в конце прошлого века, экологические показатели даже ухудшились (в начале 90-х годов разразился кризис экономики государства, ее горно-добывающей и перерабатывающей отраслей и отмечалось практически полное прекращение деятельности контролирующих и природоохранных служб).

Так же как и другие факторы, ресурсная составляющая, несмотря на постоянно возрастающую общемировую актуальность, пережила кризисный этап. Снижение объемов добычи полезных ископаемых, с одной стороны, должно было бы положительно сказаться на сохранности окружающей среды, но, с другой стороны, — заброшенные, экологически не обустроенные и не контролируемые рудники и карьеры стали источником сильнейших загрязнений крупных водосборных площадей и атмосферы.

Техногенное влияние на окружающую среду по скорости воздействия и объемам новообразований намного (в сотни и тысячи раз) превышает восстановительные возможности природы за аналогичный временной интервал. Тем не менее самопроизвольная восстанавливаемость естественных процессов — это очевидное свидетельство ее необратимости. При этом следует иметь в виду, что проявляющиеся естественные изменения могут ускоряться или замедляться под воздействием техногенных факторов, совпадающих или же не совпадающих с природными процессами.

Сохранился и увеличился разрыв между декларируемыми представлениями о биосфере и граничном слое литосферы как сложной системно организованной оболочке Земли, связанной с деятель-

ностью живых организмов, и нейтрализацией прежде всего негативных последствий техногенного воздействия на нее.

Поэтому проблемы устойчивого развития горно-добывающих регионов России во многом связаны, во-первых, со способностью социального общества нейтрализовать или даже не допускать вредного для природы техногенного влияния, во-вторых, с организацией мониторинга геоэкологических исследований и, наконец, в-третьих, — с определением характера развития доминирующих природных процессов.

В условиях нестабильно развивающейся хозяйственной деятельности, инверсии общественного строя и становления рыночных механизмов взаимоотношений прежде всего в государственном секторе экономики — горном деле, экологические исследования и их составные части (геоэкология, биоэкология, прикладная экология, социальная экология и экология человека) приобретают особую актуальность и для их решения необходимы в основном нетрадиционные подходы.

Занимаясь реанимацией горно-добывающей отрасли, следует иметь в виду, что повторное изучение уже известных рудных районов, возвращение к старым объектам с невыработанными запасами, попутные поиски новых месторождений приводят к необходимости решения ряда сложнейших не только экономических, но и геологических, и экологических проблем уже на новом уровне познания.

В соответствии с наметившейся концепцией устраняются как следствия устаревших технологий добычи и переработки руд (потерянные в недрах металлы в целиках, излишне извлекаемые на поверхность некондиционные руды и пустые породы), так и причины негативного влияния отходов добычи и переработки на окружающую среду (токсичные компоненты хвостов производства, нерациональные способы обогащения руд, непригодные с позиций новых требований реагенты выщелачивания полезных компонентов, изжившие себя технологии создания емкостей для физико-химической переработки руд). Большая часть опасных процессов обогащения и гидрометаллургии будет перенесена под землю. Пустоты предполагается заполнять отходами переработки руд — текущими и накопленными.

Философия горно-рудного производства будущего включает в себя рациональную организацию структуры производства, объеди-

нение потенциалов его предприятий, повышение эффективности их взаимодействия, применение прогрессивных технологий добычи и переработки руд, а также эффективные методы утилизации отходов добычи и переработки.

К числу прогрессивных технологических методов освоения месторождений относятся способы выщелачивания обедненных руд. Дополнительное производство металлов путем их выщелачивания из бедных руд по эффективности сопоставимо с вовлечением в эксплуатацию новых месторождений. Оно не только приносит прибыль и повышает полноту использования природных ресурсов, но и увеличивает срок деятельности предприятий как градообразующих объектов, сохраняющих трудовые ресурсы и снижающих фактор безработицы.

Результирующим показателем эколого-экономической эффективности горных технологий становится степень использования безотходных технологических процессов, комбинируемых в рамках единого добычного комплекса. Успешной реализации концепции способствует организация мониторинга горно-рудного производства и окружающей среды на государственном уровне (рис. 1.1).

В настоящее время активизируются работы в областях, открывающих перспективу добычи ископаемых специальными спо-

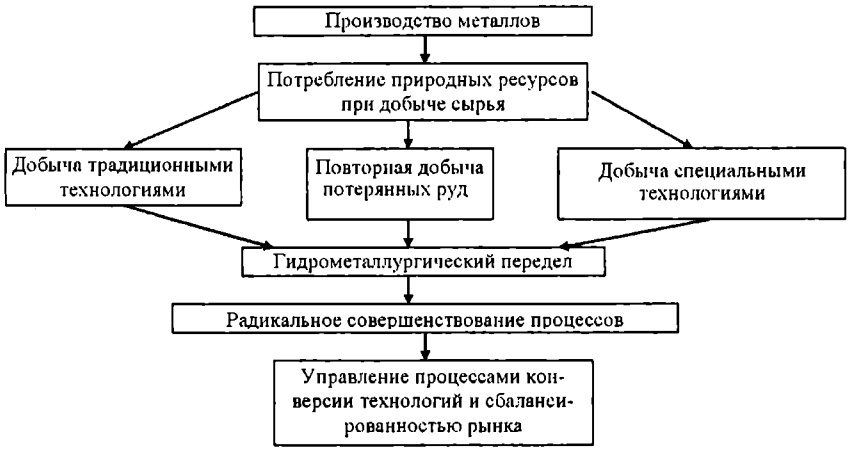


Рис. 1.1. Схема мониторинга конверсии технологий

собами без присутствия людей в опасных условиях, а также добычи полезных ископаемых с морского дна.

Считается весьма перспективным применение микроорганизмов. Микроорганизмы уже сейчас используют в России, США, Канаде, Австралии для производства серебра, меди, никеля, свинца, урана и цинка. Их применяют и в горно-добывающей промышленности, чтобы ускорить и обезопасить подземную добычу угля. Через скважины к пластам угля подводят окисляющие метан бактерии в виде суспензии. Бактерии поглощают до 60 % метана и обеспечивают безопасность работ еще до начала разработки.

Для территорий с высоким сырьевым потенциалом, обладающих разнообразными природными ресурсами и значительными мощностями по их переработке, а также немалыми научными и учебно-образовательными возможностями, решение проблем минерально-сырьевого комплекса как основы экономической безопасности имеет приоритетное значение. Одним из способов решения этой проблемы может стать рациональная организация деятельности ученых, ориентированной на решение широкого круга прикладных проблем в области наук о Земле — геологии, горного дела, обогащения руд, гидрометаллургии, экономики природных ресурсов.

С учетом рыночных взаимоотношений первоочередными задачами экономики природопользования в сфере горно-рудного производства могут быть исследование экономических механизмов рационального использования природных ресурсов; оценка освоения месторождений с вкрапленной и рассеянной полиметаллической минерализацией; исследование структуры и интенсивности промышленных выбросов методами стоимостного анализа; разработка методов определения экономического ущерба от загрязнения окружающей среды.

1.2. ИСТОРИЯ ГОРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

История человеческой цивилизации представляет собой непрерывную цепь борьбы за обладание полезными ископаемыми и изделиями из них. Обеспеченность медью, солью, золотом, серебром, железом, углем, нефтью, ураном и другим сырьем лежит в

основе практически всех войн, демографических взрывов и других важных событий в истории Человечества. Во второй половине XX в. Политическая карта мира была перекроена. В основе ее передела стало обладание ***нефтью и ураном***.

Первые вещественные доказательства о зарождении ***горного дела*** имеют возраст 5 — 10 тыс. лет. История развития горных технологий включает несколько этапов.

1. Собирательство на поверхности (40 — 10 тыс. лет до н. э).

2. Первые подземные работы с использованием примитивных орудий из камня и рогов оленя, мускульная сила. Примитивная организация труда (10 тыс. лет до н. э.).

3. Металлические орудия, тепловая энергия, использование животных, примитивная механизация. Разработка правил эксплуатации недр (начало н. э. — средние века).

4. Механизация основных технологических процессов, появление ВВ, паровой и электрический привод. Создание крупных горных предприятий. Регламентация горных работ (XVIII в.).

5. Механизация и автоматизация традиционных технологий. Появление специальных технологий добычи. Принятие законов о недрах (XIX в.).

6. Модернизация традиционных технологий. Разработка специальных методов добычи, механизация горных процессов на основе достижений научно-технического прогресса (XX в.).

7. Технологии будущего с использованием новых видов энергии. Разработка природоохранных законов о недрах (наше время).

Уже на первых шагах существования организованного родового строя проводились для подземной добычи кремния горные выработки, иногда с креплением. В качестве инструментов применяли каменные орудия и кайлы из оленьего рога. В рабовладельческом обществе производилась систематическая разработка меди, олова, золота и серебра (древний Рим).

Интересно, что технологии разработки месторождений независимо друг от друга развивались в Китае, Японии, странах американского континента, что подтверждает возможность общения древних горняков.

Первые открытые разработки — собирание ***кремня***, который в течение тысяч лет был источником огня и сырьем для изготовления орудий труда и оружия. Наиболее ранние сведения об открытых разработках камня относятся к 6-му тыс. до н. э.

Первые подземные разработки кремня датируются четвертым веком до н. э. Разработка месторождений кремня осуществлялась открытым способом. На месте древней добычи обнаружены крупные гальки со следами ударов, сколы и куски породы.

В мезолитическую эпоху освоение природных ресурсов продолжалось.

В неолитическое время наблюдается резкое увеличение числа и объемов добываемых минералов и пород.

В энеолите разнообразие сырья и приемов его обработки увеличивается.

Развитие горных технологий в каменном веке привело к открытию руд и технологии получения металла из них. Древние люди использовали природные свойства камня раскалываться по горизонтальным и вертикальным трещинам.

Полиметаллические руды для выплавки бронзы извлекались открытым способом уже в 4-м тыс. до н. э. в Индии, на Синайском полуострове, в районе Кавказа, в Эфиопии и других районах земли. Открытая добыча железных руд известна со 2-го тыс. до н. э. на Ближнем Востоке, в Индии и в Европе. В средние века открытая добыча руд цветных металлов широко практиковалась в Испании, медных и железных руд — на Урале.

Подземная добыча меди известна человеку примерно 10 — 15 тыс. лет. Первые серебряные рудники с четко выраженной технологией работ эксплуатировались на Синайском полуострове в эпоху фараонов (около 3 тыс. лет до нашей эры).

Революционное развитие открытых и подземных технологий добычи связано с добычей золотых и серебряных руд в Египте, Китае, Индии, Америке, Европе, на Ближнем Востоке. Добыча железа открытым способом начиналась с собирательства метеоритов, впоследствии руды извлекались из приповерхностной части месторождений.

На протяжении тысячелетий добывали только твердые полезные ископаемые. Лишь во 2-й половине XIX в. начинает развиваться добыча нефти, в начале XX в. — газа.

Современные технологии добычи полезных ископаемых принципиально не отличаются от древних технологий.

Открытые разработки угля в Европе начались после нашествия гуннов на Европу в VIII — IX вв. н. э., а подземные — несколько столетий позже. Существует мнение, что все волны глобального переселения людей с Востока на Запад имели целью обладать сырьевыми источниками для выработки металлов.

В течение тысяч лет главным инструментом горняка была ***кремневая*** кирка и ***кайло из рогов оленя***. Их сменили ***медные*** зубила, которые забивали каменными молотками. Около 5 тыс. лет назад с освоением олова появились ***бронзовые*** орудия. Интересно, что древние металлурги Европы, Америки и России научились выплавлять бронзу независимо друг от друга.

Бронза уступила место ***железным*** клиньям и кайлам.

Первые орудия из космического железа появились 4 тыс. лет до н. э. Добыча и переработка земного железа стала доступной только около 3 тыс. лет назад, после того как было открыто явление закаливания железного инструмента.

В течение тысяч лет ***породы разрушали*** ударами инструментом, используя неоднородности пород. В средние века появилась ***тепловая энергия.*** «Арругию», или «пожог», применяли как основной способ разрушения пород. Эффект пожога усиливали охлаждением раскаленных пород холодной водой и забиванием клиньев.

В XVII в. был освоен черный порох, а в XVIII в. — динамит на основе нитроглицерина. Взрывной способ разрушения приобрел господствующую роль и развивается до уровня ядерного взрыва.

В горной технологии были изобретены самые важные инженерные решения — насосы, вентиляторы, подъемные установки и т.п.

Горняки Древнего Египта посредством примитивных бронзовых зубил, каменных кувалд и деревянных клиньев вынимали

из недр ***блоки точных размеров*** для строительства пирамид. Шедевром горного дела является штольня на острове Самос длиной около 1 км, пройденная в 532 г. до н. э. двумя встречными забоями, один из которых с уклоном, а другой — с подъемом, с полным совпадением их в нужном месте.

С XI—XIII вв. используется ручное бурение горных пород. В XV—XVI вв. появляется конный привод и применяется водяное колесо для рудничного подъема. Водоотливные устройства обеспечивают откачку с глубин до 150 м.

В эпоху промышленного переворота осуществляется полный переход к применению машин. Появляется рельсовая откатка с конной тягой, применяют стальные канаты для рудничного подъема и откатки и врубовые машины. В XIX — начале XX в. осваиваются высокопроизводительные системы разработки месторождений, электрический привод для стационарных шахтных установок, электрифицируется рудничный транспорт, осуществляется механизация работ с помощью врубовых машин и отбойных молотков.

Древнейшие выработки — шурфы — редко достигали 20 — 30-метровой глубины при сужающемся сечении 1,5 — 2 м поверху и 1 м понизу. Из шурфов проходили штреки размерами 0,6 — 1,0 м. В середине прошлого века шахты достигали глубины 300 м.

В настоящее время глубина работ достигла 4 км, а объемы выработок в земной коре измеряются миллионами кубических метров и сравнимы с объемами пород, перемещаемыми в ходе природных процессов.

Привлечение энергетических ресурсов и машин породило технологию подэтажной отбойки с ***открытым*** выработанным пространством и ***обрушением*** пород. ***Обрушение*** земной поверхности под влиянием горных разработок считалось нормальным и допустимым. ***Управление*** состоянием очистного пространства претерпело развитие от простых способов управления к более сложным способам.

Развитие природоохранных тенденций во второй половине XX в. породило технологии с ***закладкой*** пустот сухой, гидравлической, глиняной и, наконец, универсальной твердеющей смесью.

Одновременно получили распространение способы добычи с выщелачиванием металлов, хвосты которых по свойствам аналогичны твердеющей закладке. Эти технологии позволяют извлекать большинство металлов не только из руд, но и из природных растворов и стоков промышленных предприятий.

1.3. СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ГОРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Насколько назрела необходимость реорганизации горнорудного производства можно судить, например, по опыту одного из наиболее старых и технологически развитых регионов России Республики Северная Осетия — Алания, где этапы индустриального и постиндустриального развития экономики горных регионов проявлены особенно. Переход к рыночной системе взаимоотношений здесь совпал с начальным этапом постиндустриального развития при существенном снижении роли добывающей отрасли. Особенностью региона является противоречивый симбиоз позитивных и стихийно возникающих катастрофических явлений природного и техногенного характера.

На Садонских месторождениях (Садонское, Згидское, Мизурское, Фиагдонское, Архонское, Холстинское и др.) всегда отрабатывали наиболее богатые участки рудных тел, оставляя в недрах некондиционные руды. Потерянные запасы переводились в категорию неактивных, которые сейчас достигают 50 % от исходных суммарных запасов месторождений рудного района.

Руды Садонских месторождений перерабатывались на обогатительных фабриках. Извлечение свинца после обогащения руд достигало 80 — 82, цинка — 82 — 84, серебра — 60,2, кадмия — 56,2, висмута — около 30 %. Большая часть неизвлеченных металлов находится в хвостохранилищах и представляет собой, с одной стороны, запасы пока еще не востребованных техногенных месторождений, с другой — крупные техногенные накопления веществ различных классов экологической опасности.

За многие годы эксплуатации месторождений рудоносные блоки на отдельных участках рудного района обрушены с выходом на поверхность зон обрушения и оседания диаметром до 70 м. Зоны обрушения являются проводниками водных масс, которые выще-

лачивают оставшиеся руды. Высокие потери руд, до 40 % от исходных запасов, температура 30 — 50 °С и достаточное количество воды и воздуха приводят к постоянному окислению сульфидов и к их непрерывному изменению и растворению растворами сквозного трещинного и инфильтрационного происхождения. Концентрация металлов в рудничных стоках, поступающих в р. Ардон, превышает ПДК по свинцу в 40 — 50 раз, по цинку — в сотни раз.

Технологии добычи и обогащения садонских руд всегда были экономически неэффективными, что при государственной экономике компенсировалось дотациями. Разубоживание и потери руд соответственно до 60 % и 20 % приводили к тому, что добыча 1 т суммарного металла становилась примерно вдвое дороже. В новых экономических условиях, без государственной поддержки, стало очевидным, что существуют вполне объективные причины не только технологического, но и организационного характера, которые не смогут обеспечить финансовое благополучие Садонского свинцово-цинкового комбината (ССЦК).

Причины кризиса добычи садонских свинца, цинка и сопутствующих металлов вызваны применением не соответствующих целям и задачам способов управления рудоносными массивами, недоучетом геомеханики их естественного развития, стадийным принципом выемки запасов с высокими потерями и разубоживанием руд, недостаточной полнотой извлечения полезных компонентов при обогащении, наконец, пирометаллургическим переделом руд со значительными потерями металлов.

Тектонические, минералого-геохимические, эколого-геодинамические, геоморфологические и гидрогеологические особенности литосферы, разнообразные ландшафты Северного Кавказа, различающиеся рельефом, климатом, резким чередованием высот, сочетанием многочисленных водных потоков в глубоких ущельях и разделяющих их горных хребтов и являющиеся первично сбалансированными элементами экологических ресурсов региона, особенно подвержены уже свершившемуся негативному влиянию подземного и поверхностного горно-рудного производства.

В процессе добычи и переработки полезных ископаемых, в том числе и повторной, многие минеральные виды, особенно сульфиды и карбонаты, находясь в зоне окисления и подверга-

ясь выщелачиванию и выносу в горные речные системы, будут способствовать укрупнению и усилению старых или же формировать новые мощные очаги загрязнения экосистем цинком, свинцом, кадмием, висмутом, железом и многими другими элементами площади всего Северного Кавказа, от бассейнов Черного и Азовского морей вплоть до Каспия. Кроме того, проявляются аэро- и гидродинамические связи хранилищ отходов горного производства с компонентами экологических систем окружающей среды, что особенно пагубно влияет на экологию равнинных зон Предкавказья.

Все отмеченное однозначно свидетельствует о необходимости более активного поиска рациональных решений в части организации добычи и переработки полезных ископаемых. В мировой практике уже с середины прошлого века применяют ресурсосберегающие технологии добычи руд с твердеющей закладкой и с выщелачиванием металлов, а пирометаллургия при переработке руд уступила место малоотходной гидрометаллургии. Эффективность этих технологий примерно в 1,5 раза выше, чем без закладки, за счет полноты извлечения руд и уменьшения ущерба окружающей среде.

Конверсия традиционной технологии на новые технологии, в первую очередь с закладкой пустот твердеющими смесями, должна была обеспечить снижение степени разубоживания руд, образующихся при их выемке; максимально полное использование вскрытых запасов при условии подземного и поверхностного кучного выщелачивания металлов из руд со средним (5 — 6 %) и низким (до 2 %) суммарным содержанием полезных компонентов и их гидрометаллургическую переработку с извлечением комплекса ценных элементов доступными по цене реагентами выщелачивания.

Утилизация доломитовой мелочи, образующейся на действующих карьерах, для изготовления вяжущих материалов или создание собственного вспомогательного производства доломитового сырья не только увеличит выход руд полиметаллических месторождений, но и сократит ущерб окружающей среде от незаложенных пустот, служащих водоводами, и выщелачивающихся руд, вскрытых горными работами и загрязняющих подземные воды.

Особенность концепции состоит в резком увеличении объема сырьевой базы предприятия за счет вовлечения в производство руд, считавшихся ранее некондиционными и потерянными. Богатые руды выдаются на поверхность и по электрохимической технологии перерабатываются на гидрометаллургическом заводе, обедненные же — выщелачиваются в подземных блоках рудников и в штабелях на промплощадках.

В рамках горного предприятия традиционные и конверсионные технологии комбинируются по эколого-экономическим критериям (рис. 1.2).

Товарными продуктами технологии являются металлы, строительное сырье, обессоленная вода, хлор, водород, кислород, кислоты и щелочи, реализация которых на рынке спроса и потребления существенно удешевляет основное производство.

Положение Фиагдонского месторождения, его геологическое строение и особенности рудоносности типичны для всей Садонской группы свинцово-цинковых месторождений и рудопроявлений. Фиагдонское месторождение отнесено к Северо-Кавказской провинции распространения свинцово-цинковых руд, к образованиям сульфидного парагенезиса. Проявления этого типа вы-

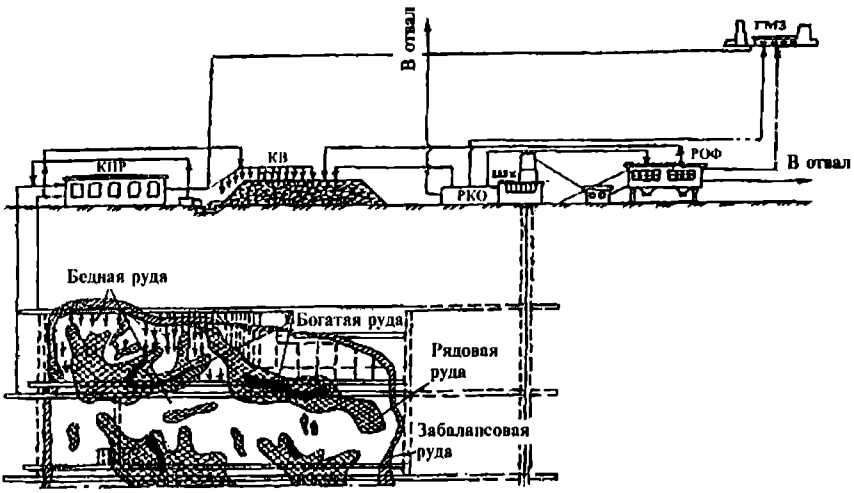


Рис. 1.2. Комбинирование технологий разработки месторождения

тянуты цепью вдоль Садоно-Унальской антиклинали, в ядре которой находятся палеозойские граниты, а крылья сложены вулканитами, песчаниками и сланцами юрского возраста. Рудные тела Фиагдонского месторождения локализованы в монотонной толще метаморфизованных песчано-глинистых сланцев. Для них характерна форма сложных жил, ориентированных вкрест основной антиклинали.

Количество руд, пригодных для отработки с использованием новых технологий в уже известных телах садонских объектов (целики и вкрапленные руды на глубоких горизонтах и флангах), в настоящее время достигает 30 млн т, что сопоставимо с еще не вскрытыми запасами рудного поля. О целесообразности их вовлечения в отработку новыми технологиями свидетельствует тот факт, что из рудничных стоков Фиагдонского и Архонского месторождений по простой технологической схеме, используя раствор кальцинированной соды и цинковую пыль, получен гель с влажностью 65 — 78 %. При этом в геле Фиагдонского месторождения за 48 сут осаждено 32 т цинка, Архонского за 51 сут — 40 т.

Однако фиагдонский проект перехода на специальные технологии был дискредитирован тем, что при заводе «Электроцинк» не был построен цех для гидрометаллургического извлечения металлов из гелевого концентрата.

Эколого-технологическому перевооружению горного производства препятствует методика оценки технологий, в соответствии с которой в качестве компенсации экосистемам действующими предприятиями предлагается не полная величина ущерба, а только ее часть, несоизмеримо малая по сравнению с подлинным ущербом окружающей среде.

СВЕДЕНИЯ О СПЕЦИАЛЬНЫХ СПОСОБАХ РАЗРАБОТКИ

Глава
2

2.1 ХАРАКТЕРИСТИКА СПЕЦИАЛЬНЫХ МЕТОДОВ РАЗРАБОТКИ

Условия разработки месторождений полезных ископаемых часто не отвечают требованиям традиционных технологий разработки. Низкое содержание металлов, повышенная обводненность и другие особенности месторождений ограничивают и исключают использование традиционных технологий подземной разработки.

Истощение минерально-сырьевой базы металлов и перераспределение запасов сырья в сторону бедных и убогих по содержанию полезных компонентов руд вызывают необходимость применения специальных методов технологий для отработки запасов, выемка которых традиционными технологиями невозможна.

Специальные процессы добычи полезных компонентов включают растворение минералов водой или реагентом, разрушение струей воды, подземная выплавка, газификация угля, гидравлическое перемещение полезных компонентов и другие процессы, отличающиеся от обычных процессов добычи.

Сущность специальных методов разработки месторождений состоит в переводе полезных компонентов из связанного состояния в подвижное состояние. Специальные методы основаны на растворении ископаемых водой или реагентами, гидродинамическом перемещении, выщелачивании, плавлении, возгонке и т. п. Инструментом активизации процессов добычи служат энергетические агенты, вводимые в рабочую зону: растворы, электрический ток, вода, теплоносители и т.д. Под воздействием агентов полезное ископаемое изменяет исходное агрегатное состояние, образуя продуктивные флюиды (раствор, расплав, газ или гидросмесь), которые способны перемещаться к местам переработки в горных выработках или на поверхности.

К специальным технологиям разработки месторождений полезных ископаемых относятся технологии, использующие пере-

вод полезных компонентов из связанного состояния в подвижное состояние с помощью воздействия на рудный массив реагентами.

Выщелачивание подземное — избирательный перевод полезного компонента в жидкую фазу на месте залегания в недрах с последующей переработкой металлосодержащих растворов гидрометаллургическими методами.

Выщелачивание скважинное — вскрытие, подготовка и перевод полезных компонентов в подвижное состояние с выдачей к местам переработки через скважины.

Выщелачивание бактериальное — вскрытие, подготовка и перевод полезных компонентов в подвижное состояние с извлечением химических элементов из руд, концентратов и горных пород при помощи специализированных штаммов бактерий.

Газификация углей подземная — перевод угля в газообразное состояние на месте залегания посредством высокотемпературного нагрева без предварительной подготовки массива.

Выплавка подземная — метод с переводом полезного компонента в жидкое состояние на месте залегания посредством высокотемпературного теплоносителя с выдачей продуктов по скважинам.

Гидрометаллургия — извлечение металлов из руд водой или растворами химических реагентов и металлов из растворов с помощью специальных технологических процессов типа сорбции, электрохимии и т.п.

Ядерный взрыв — взрывное выделение внутриядерной энергии, используемое в целях подготовки массивов к выщелачиванию полезных компонентов.

Возгонка подземная — перевод полезных компонентов из твердой фазы в газовую на месте залегания посредством высокотемпературного нагрева.

Перегонка подземная — перевод горючих ископаемых в газообразное и жидкое состояние на месте залегания высокотемпературным нагревом без доступа кислорода.

Разработка морских месторождений — добыча полезных ископаемых со дна морей и океанов с помощью специальных технологических приемов и оборудования.

Солеварение — получение пищевых и других солей из природных и технологических растворов путем выварки и последовательного выпаривания воды температурным нагревом.

Растворение подземное — перевод полезных ископаемых в водный раствор с выдачей на поверхность и извлечением из растворов с помощью специальных технологических процессов.

Гидродобыча — разрушение и перевод твердого полезного ископаемого в подвижное состояние гидродинамическим воздействием водовоздушной струи с выдачей на поверхность в виде смеси и последующим обезвоживанием.

Специальные технологии являются перспективным направлением в подземной добыче полезных ископаемых. Они предусматривают бурение скважин, через которые осуществляется доступ к ископаемым. Созданные на глубине полости используют в качестве подземных хранилищ различных веществ, например углеводородов или промышленных отходов.

Литературные источники о добыче соли подземным растворением на территории России датируются уже II в. В Испании в XVI в. подземное выщелачивание применялось для добычи цветных металлов. В 1888 г. Д. И. Менделеев предложил идею подземной газификации угля. В 1891г. Г. Фраш (США) предложил метод подземной выплавки серы. В. А. Обручев выдвинул идею использования глубинного тепла Земли в конце XIX в. Специальные геотехнологии широко применяют в США, Германии, Бельгии, Великобритании, Чехии, Польше, Венгрии и других странах.

Основные подземные процессы специальных геотехнологий — растворение солей, выщелачивание металлов, газификации каустобиолитов, выплавка серы, битума, вязкой нефти, скважинная гидродобыча полезных ископаемых и некоторые другие (табл. 2.1).

Горное предприятие, применяющее специальные методы добычи, включает в свой состав добычное поле, участок приготов-

ления рабочих растворов и переработки продуктивных растворов и вспомогательные службы (рис. 2.1).

Таблица 2.1

Типизация специальных способов разработки месторождений

Способ	Добываемые полезные ископаемые	Перспективные для добычи полезные ископаемые
Подземное растворение	Каменная и калийная соль	Бишофит, сода, глауберова соль
Подземное выщелачивание	Медь, золото, уран	Марганец, сульфидная медь, свинец и цинк, никель, титан, бурое железо, фосфориты, известняк
Подземная газификация	Каменный и бурый уголь	Сера, битум, горючие сланцы
Подземная возгонка	Ртуть	Мышьяк
Скважинная гидродобыча	Фосфориты, гравий, пески, уголь, железо, золото	Осадочные металлы, титан, алмазы, касситерит, фосфориты, мягкие бокситы и др.
Добыча из подземных вод	Йод, бром, бор, уран, стронций	Сточные воды горных предприятий

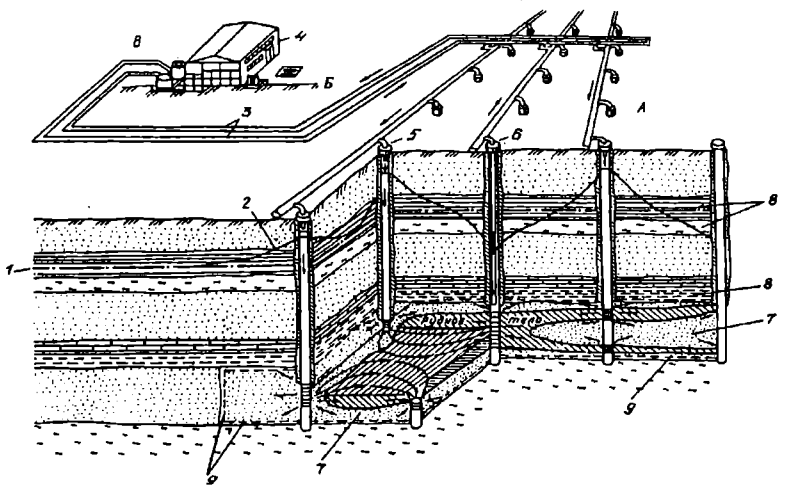


Рис. 2.1. Разработка месторождения подземным выщелачиванием:
А — добычной, *Б* — транспортный, *В* — перерабатывающий участки; *1* — *2* — уровни воды; *3* — растворопроводы; *4* — цех переработки; *5*, *6* — закачные и откачные скважины; *7* — пески; *8* — водоупоры; *9* — границы оруденения

Управление процессами добычи осуществляется путем изменения параметров агентов: температуры, давления, объема, скорости, концентрации растворов, времени и места ввода или отвода продуктивных растворов и т.п.

2.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ

Физические процессы добычи включают в себя:

- ***растворение*** водой каменной, калийной, магнезиальных солей, сульфатов и карбонатов, соды, буры и т.п. ископаемых;
- ***разрушение*** руд струей воды, высокой температурой, током, вибрацией или другими воздействиями;
- ***выплавку*** серы, озокерита и др.;
- ***возгонку*** ртути из реальгара и киновари;
- ***сорбирование*** метана углем;
- ***перемещение*** компонентов водой или воздухом.

Классификация специальных способов разработки осуществляется по признаку перевода полезного ископаемого в подвижное состояние. Физические процессы нередко комбинируют с химическими, например разогрев с выщелачиванием (табл. 2.2).

Минеральное сырье обладает различной степенью устойчивости к геохимическим преобразованиям. Дуализм его поведения

Таблица 2.2

Классификация специальных методов разработки

Состояние	Способы		
	физические	химические	комбинированные
Газообразное	Температура, давление	Окисление, разложение	Физические поля, бактерии и т.п.
Жидкое	Температура, давление	Выщелачивание	Растворение, выщелачивание, гидрогенизация
Гидромеханическая смесь	Гидро- и пневморазрушение	Химическое растворение	ПАВ, химические реагенты, физические поля, бактерии

(как инертного и подвижного элемента) объясняется, с одной стороны, способностью к растворению, с другой — способностью к комплексным легкорастворимым образованиям и миграции в виде субмикроскопических форм.

Растворимость зависит от минералогического состава вмещающих пород, структурно-текстурных их особенностей и физико-химических свойств среды, в которой происходит растворение. Чем крупнее минеральные отдельности, монолитнее и менее окислена порода, тем хуже растворимость. Из внутренних факторов геохимии имеют значение переменная валентность элемента и способность его к образованию комплексов. Металлы растворяются после разрушения кристаллических решеток акцессорных минералов и раскрытия образующих сростков.

Наиболее быстро металлы растворяются в присутствии сильных окислителей: диоксида марганца, кислорода, оксида железа и меди. При химическом растворении используются реагенты: растворы $FeCl$, $Fe_2(SO_4)_3$, $CuCl$, $CuSO_4$, $NaCl$, HCl, H_2SO_4, щелочей, цианида натрия или калия, кислые растворы тиомочевины и хлорная вода.

Концепция развития специальных способов добычи сырья. В течение каждых семи лет добыча минерального сырья в мире удваивается. Увеличение объемов добываемой и извлекаемой на поверхность горно-рудной массы обусловлено и вовлечением в эксплуатацию бедных месторождений, а также месторождений со сложными горно-техническими условиями эксплуатации, в связи с чем имеет место значительное разубоживание руды. Все более усложняется применяемая технология, одним из назначений которой является комплексное использование горно-рудного сырья.

Технология подземного выщелачивания характеризуется тем, что крупномасштабный процесс добычи полезных ископаемых, основу которых составляет мобильная и агрессивная жидкая фаза, переносится в недра литосферы. С появлением и расширением применения технологии подземного выщелачивания возникла и новая форма воздействия на окружающую среду.

Гидромеханическая добыча основана на разрушении и выдаче на поверхность пористых, рыхлых и слабосвязанных минералов гидромониторными струями.

Технология включает бурение скважины до продуктивного пласта, спуск и цементирование эксплуатационной колонны, вскрытие продуктивного горизонта, расширение призабойной части скважины по продуктивному горизонту и собственно очистные работы.

В пробуренную скважину опускается снаряд, оборудованный гидромонитором и выдающим устройством. Руда, размываемая струей воды под давлением, в виде пульпы по скважине выдается на поверхность. Используются гидроэлеваторы, эрлифты, скважинные насосы или их комбинация.

Ниже приведена специфика отработки участка песчано-глинистых урановосных отложений на одном из предприятий бывш. Минсредмаша СССР. Глубина залегания рудных тел — 30 — 75 м, мощность — 0,5 — 1 м. Обводненность слабая. Диаметр технологических скважин — 245 мм. Минимальный диаметр эксплуатационной колонны — 273 мм.

Технические характеристики гидроагрегата: давление в подводящей полости става — 50 атм*; производительность по пульпе — 330 м^3/ч; производительность по горной массе — 7 — 10 т/ч; масса снаряда — 4400 кг; масса става — 10 500 кг.

Допустимое искривление добычных скважин — 1 град на 120 м.

Затраты времени на технологические операции

	Продолжительность операции, ч
Монтаж буровой установки и бурение на глубину до 70 — 75 м	40 — 50
Монтаж гидродобычной установки	3
Монтаж гидродобычного снаряда	1,5 — 2,5
Гидроразмыв камеры	10 — 20
Демонтаж гидродобычного снаряда	2,5 — 3
Демонтаж гидродобычной установки	2
Затраты времени на одну скважину	60 — 70

*В системе СИ давление, напряжение, модули сдвига и упругости измеряются в Па, удельный вес — в Н/м^3 (*прим. ред.*).

Показатели технологии СГД

Глубина скважин, м	До 75
Мощность рудного пласта, м	0,5 — 0,7
Система разработки	Камерно-столбовая
Сеть скважин, м	Треугольная 25 × 25
Производительность агрегата СГД, т/ч	До 10
Технологическая цепочка	4 агрегата
Расход воды, $м^3$/ч:	
на размыв	100
на подъем	200
на установку	300
Потери воды в обороте, $м^3$/т	2
Соотношение Т:Ж по размыву	1:10
Период устойчивости камеры, ч	15 — 20
Коэффициент использования времени работ СГД	0,75
Потери, %:	
в целиках	20
в днище камер	5
Разубоживание, %	25
Объем добычи с 1 скважины на 1 агрегат, т	600 — 700
Диаметр скважин, мм	425
Станки для бурения скважин	ЗИФ-650, 1БА-15В, УРБ-3А-2

Выданная на поверхность рудная смесь проходила гравитационное обогащение на месте добычи. По трубопроводам пульпа поступала в сгуститель-гидроциклон, где часть воды сбрасывалась в гидроотвал, а пески сгустителя выгружались на классификационную решетку гидроклассификатора. Подрешетный продукт классифицировали, в результате чего в слив гидроклассификатора уходил продукт размером –3мм. На грохоте оставались куски размером +20 мм. Пески –20 +3 мм транспортировали грунтовым насосом на решетку классификатора. Готовый продукт (–3 мм) из зумпфа транспортировали грунтовым насосом в гидроциклон. Слив гидроциклона объединяли со сливом сгустителя и сбрасывали в хвостохранилище.

Кингисеппское месторождение фосфоритов ПО «Фосфорит» отрабатывает пласты, представленные кварцевыми песками с обломками фосфатных раковин. Мощность пласта — 1 — 5 м.

Мощность покрывающих рудный пласт пород изменяется от нескольких метров до 85 м и более. Встречаются пропластки песчаников мощностью 0,5 — 3 м, отличающихся меньшим содержанием фосфатных раковин и большей прочностью. Подстилающими породами являются песчаники, покрывающими — песчаники, доломиты, известняки и четвертичные отложения.

В районе локализации месторождения расположены три водоносных горизонта: горизонт грунтовых вод, залегающий на неровной поверхности водоупорных моренных суглинков; таллинско-волховский горизонт, расположенный на глубине 6 — 10 м от поверхности земли (верхний водоупор — моренные суглинки, нижний — прослойки сильноглинистого глауконитового песчаника); кембро-ордовикский горизонт напорных вод, расположенный в продуктивном массиве и на подстилающих песчаниках на глубине 16 — 20 м (верхний водоупор — глинистые глауконитовые песчаники, нижний — кембрийские глины). Коэффициент фильтрации в верхнем горизонте изменяется от сотых долей до 21 м/сут, в среднем — от 1 до 25,7 м/сут, в нижнем от 2,16 до 11 м /сут. В рудном пласте коэффициент фильтрации в среднем составляет 7 м/сут, а по месторождению в целом — 46 м/сут. Прочность на сжатие фосфоритоносного песка составляет 0,15 — 25 МПа. Угол внутреннего трения — 31 — 35°. Коэффициент сцепления — 0,0039 — 0,45 МПа.

Конструкция скважинного гидродобычного оборудования во многом определяется тем, в какой среде оно работает (в затопленной или воздушной).

Добыча осуществляется в затопленной камере. Для увеличения зоны действия струи применен телескопический ствол. При давлении воды 3 — 4 МПа он обеспечивает разрушение и доставку до 200 т/ч руды. Максимальный поперечный размер — 225 мм; длина телескопического ствола — 1,75 м, в рабочем состоянии — до 6 — 8 м.

Гидромонитор такого типа применялся в комплексе с эрлифтом кольцевого типа, располагаемым в отдельных скважинах. Для работы оборудования в двух скважинах использован

гидромонитор со смежными стволами длиной 1,2; 2,5 и 3,5 м, снабженными разрушающей и транспортирующей насадками.

Для отработки песчано-глинистых руд мощностью 0,3 — 0,5 м на глубине 50 — 200 м применено секционное гидродобычное оборудование, представляющее собой гидроэлеватор, совмещенный с гидромонитором. Угол поворота ствола гидромонитора с насадками в горизонтальной плоскости — секторный (120° × 3 = 360°). Расход составляет 70 — 80 $м^3$/ч. Вода на гидроэлеватор подается под давлением 4,8 МПа с расходом 200 $м^3$/ч. Удельный расход напорной воды составляет 5 — 6 $м^3$/т.

Добыча фосфоритов ведется встречными забоями на всю мощность пласта секторными заходками.

При разрушении и доставке руды гидромониторами с телескопическим стволом и вращающейся головкой при выдаче руды на поверхность эрлифтами с центральной форсункой получены следующие показатели:

Объем добычи, тыс. т в год/ГДА, шт.	84/1
Производительность, т:	
месячная	19 000
часовая	85
Чистое время отработки камеры, ч	15
Объем добычи из камеры, т	900
Удельный расход, $м^3$/т:	
воды	5
воздуха	20
Коэффициент извлечения	0,45 — 0,6

В связи с подработкой подстилающих пород разубоживание руды достигало 20 — 25 %.

Для увеличения радиуса разрабатываемых камер применяют гидромониторы с телескопическими стволами, обеспечивающие размер камер радиусом до 8 м. Наибольшую производительность (100 — 110 т руды в 1 ч) имеют эрлифты с центральной форсункой. Производительность гидроэлеваторов — 30 — 40 т руды в 1 ч. Подъем пульпы гидроэлеваторами возможен с глубины до 40 — 50 м, что предопределяет применение на больших глубинах эрлифтов.

Технологическая схема обогащения продукции СГД включает в себя сорбционное выщелачивание мелких фракций гидродобычи и кучное выщелачивание фракций –60 +3 мм.

Руда выдается в виде пульпы по скважине на поверхность, что позволяет расширить область применения технологий с выщелачиванием. Технологическая схема будет модернизироваться при совершенствовании техники обогащения продукции СГД, включая сорбционное и кучное выщелачивание.

2.3. ЭФФЕКТИВНОСТЬ СПЕЦИАЛЬНЫХ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ

Экономическая эффективность специальных способов разработки определяется сравнением их показателей с показателями альтернативных способов добычи и переработки: традиционная подземная выемка с извлечением металлов на обогатительной фабрике, КВ, ШВП, СПВ и комбинация двух способов — СГД — КВ.

Традиционный способ. Анализ себестоимости добычи 1т руды на предприятии с производительностью до 1 млн т /год руды показывает, что с ростом глубины работ не только увеличивается себестоимость, но и изменяется ее структура. Если с понижением горных работ на 1000 м себестоимость руды возрастает на 80 %, то себестоимость горно-капитальных работ повышается почти в 6 раз, в 3 раза увеличиваются затраты на подъем горной массы, в 13 раз на водоотлив и закладку пустот. В целом затраты на горные работы возрастают более чем в 2 раза.

Подземное выщелачивание руд (рис. 2.2). Рудничная себестоимость с понижением работ на 1000 м возрастает лишь в 1,5 раза. Несмотря на повышение себестоимости горно-капитальных работ в 4 раза, горно-подготовительных в 1,5 раза, а очистных на 25 %, удельный вес себестоимости горных работ остается на том же уровне, составляя около двух третей рудничной себестоимости.

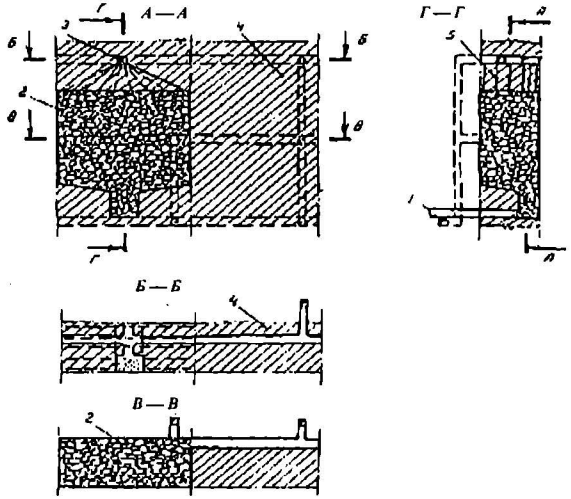


Рис. 2.2. Шахтное выщелачивание руд в камерах:
1 — выработки для сбора продуктивных растворов; *2* — магазин; *3* — выработки для подачи выщелачивающих растворов; *4* — рудная залежь; *5* — скважины для подачи реагентов

Благодаря переработке части руд на месте залегания затраты с глубиной повышаются незначительно, хотя более чем в 5 раз увеличиваются затраты на откачку продуктивных растворов. Увеличение рудничной себестоимости по горным работам при ШПВ составляет всего 4 — 6 % по сравнению с 8 — 9 % при традиционных способах добычи. Выработки рудников для ШПВ стоят меньше, чем при традиционной системе. Если учесть, что выработки уже существуют, расходы на ШПВ сокращаются. При ШПВ упрощаются морфология отрабатываемого массива, схема работ, автоматизируется транспорт.

Кучное выщелачивание руд. Эффективность технологии основана на повышении производительности предприятия и снижении стоимости металла при вовлечении в переработку бедных руд, сокращении затрат на транспортирование руды и измельчение при обогащении. Для простого КВ такое сопоставление доказывает преимущество ШПВ за счет выщелачивания забалансовых руд без подъема на поверхность и транспортирования на площадки.

При сравнимых затратах из недр извлекается больше металла за счет рентабельного освоения забалансовых запасов и убогих руд. Если к балансовым запасам прирастить запасы бедных и забалансовых руд, то масса металла увеличивается. Извлечение металла из руд уступает величине извлечения металла, получаемого на заводах, но значительно превышает извлечение металла при КВ. Если извлечение рассчитать от объема металла, учитываемого только при системах ШПВ, то извлечение металла при использовании заводской переработки окажется тем меньше, чем выше значения прироста запасов. Максимальный экономический эффект достигается при разработке тех месторождений, в запасах которых существенную долю составляют некондиционные руды.

При выщелачивании расходы снижаются за счет перевозок, так как руду доставляют только на площадки КВ. Эффективность КВ, ШПВ и СПВ определяют сравнением с подземной добычей и флотацией руд с последующей плавкой. В результате использования геотехнологий возрастает объем перерабатываемых руд, растут прибыль и валовая производительность. Для оценки ущерба недрам сравнивают варианты комбинированной и традиционной разработок.

Основные факторы ущерба: потеря запасов в недоступных для традиционной технологии плывунных участках, химическое загрязнение подземных вод и минерализация поверхности при ШПВ и СПВ. Расчет эффективности дополняется элементом экологии, так как кроме экономии в денежном исчислении от получения металлов без существенных капиталовложений в традиционное горное производство геотехнологии приносят пользу, которую трудно выразить в материальном виде, и т.д.

Условия применения выщелачивания устанавливаются на основе системного анализа факторов, неопределенности исходной информации и риска. Задача решается поэтапно с определением возможности разделения руд по сортам; прогнозированием стоимостных параметров и параметров извлечения; экономико-математическим моделированием прибыли в зависимости от объе-

мов перерабатываемого сырья и анализом результатов моделирования с учетом неопределенности исходной информации для выбора оптимального варианта по критериям Вальда, Лапласа, Сэвиджа.

Эффективность выщелачивания полезных компонентов складывается из снижения величины ущерба от хранения некондиционных минералов, стоимости полученных при переработке металлов, сырья для строительной индустрии и попутной товарной продукции.

Определение условий применения технологий выщелачивания включает этапы:

- разделение руд по сортности в зависимости от распределения запасов;
- прогноз стоимости и извлечения при переработке руд различных сортов;
- разработка экономико-математической модели отработки и расчеты прибыли в зависимости от объемов переработки руды;
- анализ результатов расчетов с учетом неопределенности исходной информации для выбора оптимального варианта.

Геотехнологии извлечения металлов из потерянных запасов металлических руд используют возможности компенсации технологической некорректности прежних лет и повышают полноту использования недр.

Технологии с извлечением металлов на месте залегания классифицируются по времени ввода работы массивов в геомеханической системе в режим объемно-напряженного состояния.

Элементы технологий подземного выщелачивания выбирают в том числе и по экологическому фактору, обеспечивая повышенную по сравнению с традиционными технологиями полноту использования недр.

Технология выщелачивания как сложная динамическая система характеризуется рядом влияющих факторов: природных, горно-технических, технологических, экономических и организационных, а также множеством состояний.

Группу управляемых параметров составляют: производственная мощность, количество потерянных и забалансовых руд, коэффициент извлечения металлов, расход реагентов и энергии и т.д.

Обоснованием эффективности специальных технологий является нахождение такой комбинации технологических решений, которая в данных условиях обеспечивает экстремум целевой функции. Концепция использует критерий — максимум суммы дисконтированной прибыли или минимум убытков за вычетом затрат на выполнение капитальных и других работ с учетом снижения ущерба окружающей среде.

Эффективность технологий определяется совокупностью дополнительно извлеченного металла, величиной предотвращенного ущерба материалам на земной поверхности, а область использования геотехнологий обозначается совокупностью значений функций, удовлетворяющих критерию качества металлов при приемлемом расходе средств.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ

Глава
3

3.1 УСЛОВИЯ И ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ

Выщелачивание, или управляемый перевод в раствор одного или нескольких компонентов твердого вещества, осуществляется с помощью водного или органического растворителя, часто при участии газов — окислителей или восстановителей. Выщелачивание включает в себя по меньшей мере два процесса: химический — перевод одного из веществ в растворимое состояние, и физико-химический — растворение или экстрагирование

Твердое вещество подвергают механической обработке (дробление, измельчение) и химической обработке (окисление или восстановление в пульпе, обжиг, спекание, сульфатизация и др.). Растворителями веществ являются вода, водные растворы кислот (чаще всего серной и соляной), щелочей (аммиак, едкий натр), солей (углекислый натрий или алюминий), а также цианиды.

Интенсификация процесса осуществляется перемешиванием (агитация) измельченного до определенной крупности твердого материала с жидким растворителем в контакте с газообразным реагентом, например воздухом, или просачиванием (перколяция) жидкого реагента через неподвижный слой твердого.

Выщелачивание по признаку времени периодически или непрерывно, по направлению движения раствора прямоточно или противоточно, проводят в чанах. При этом его сочетают с механическим, пневматическим или комбинированным перемешиванием при атмосферном давлении. Возможно выщелачивание в чанах без перемешивания (перколяторы или диффузоры); в трубчатых реакторах и в автоклавах при повышенных давлении и температуре.

Избирательность процесса определяется химическими свойствами и концентрацией растворителя, структурой вещества, его физико-химическими свойствами, а также растворимостью соединений выщелачиваемого вещества.

Скорость выщелачивания зависит от удельной поверхности раздела твердое — жидкость (крупность частиц), разности кон-

центраций растворителя и химических реагентов на поверхности твердого и в объеме, вязкости растворителя, величины коэффициента диффузии, интенсивности перемешивания, температуры, парциального давления газообразного реагента над раствором, а также концентрации растворимого окислителя. Гетерогенный процесс протекает в диффузионной области, хотя при этом протекают смешанные диффузионно-кинетические или кинетические режимы.

Интенсификация процесса достигается одновременной сорбцией выщелачиваемого компонента на смолах (диффузионное выщелачивание), включением в процесс бактерий, повышением температуры до 300 °С и давления до 5 МН на 1 $м^2$ (автоклавное выщелачивание), переводом в режим «кипящего слоя», перемешиванием с вибрацией, ультразвуковой кавитацией.

Для создания условий фильтрации растворов руду разрыхляют путем взрывов с использованием обычных взрывчатых веществ или атомных зарядов. В этих случаях растворы подают на руду сверху, обогащенные растворы собирают в выработках и подают их на установку для выделения металла, а обедненный раствор после регенерации растворителя возвращают для повторного использования.

Эффективность процесса определяется полнотой извлечения ценных компонентов, концентрацией извлекаемых компонентов и вредных примесей в конечном растворе, расходом материалов, электроэнергии, пара, затратами рабочей силы, скоростью процесса.

Система разработки с выщелачиванием металлов — совокупность устройств и выработок, используемых в определенном порядке во времени и в пространстве для перевода металла из руды в раствор и извлечения металла из раствора.

Сущность выщелачивания — избирательный перевод полезного компонента из естественного состояния в жидкую фазу на месте залегания руд в недрах с последующим извлечением из растворов путем переработки.

Промышленное освоение подземного выщелачивания медных руд было начато в США в 1919 г., в СССР — в 1939 г. На-

чиная с 70-х гг. прошлого века в СССР, США, Канаде, Германии, Чехии, Болгарии и др. подземным выщелачиванием добывается значительная часть урана, меди и золота.

Достоинства технологии: полное использование недр за счет вовлечения в производство бедных руд, добыча и переработка которых традиционными способами невыгодна, и металлосодержащих отходов переработки руд.

Условия применения:

- достаточное количество полезного компонента в рудах;
- растворимость металлов реагентами;
- естественная проницаемость руд или возможность ее создания;
- возможность подачи реагента и откачки растворов;
- экономическая целесообразность добычи.

По способу вскрытия рудных тел и подачи реагентов системы разработки подразделяют на скважинные, шахтные и комбинированные.

Скважинные способы. Вскрытие, подготовку месторождения и извлечение компонентов в раствор, а также транспорт раствора осуществляют через скважины. Различают площадное (ячеистое) и линейное расположение скважин. Расстояние между скважинами 15 — 50 м. Экономически целесообразная глубина разработки — до 500 м. Так разрабатывают месторождения урана, золота и марганца в обводненных породах.

Стационарный режим *фильтрации* обеспечивает локализацию зоны циркуляции растворов и минимальные потери реагента за счет его растекания. Для многих месторождений, залегающих в сложных горно-технических условиях, скважинные системы являются единственно возможным способом разработки месторождений.

Достоинство способа — исключение присутствия людей в опасных шахтных условиях.

К недостаткам относят повышенную опасность за счет возможных утечек в экосистемы окружающей среды при нарушении режима выщелачивания.

Шахтные способы. Вскрытие, подготовку и извлечение полезных компонентов в раствор осуществляют с помощью системы горных выработок. В зависимости от фильтрационных свойств выделяют системы с естественной и искусственной проницаемостью. Применяют при разработке месторождений бедных слабопроницаемых или непроницаемых руд.

Технология предъявляет повышенные требования к культуре производства, в первую очередь при дроблении руд. Металл извлекается в процессе движения реагента сквозь массив с естественной или искусственно созданной проницаемостью, поэтому разрыхление руд в процессе подготовки к выщелачиванию приобретает приоритетное значение (рис. 3.1).

Основное достоинство состоит в вовлечении в производство запасов сырья, разработка которых традиционными методами нерентабельна. Исключается сдвижение пород, обрушение или оседание дневной поверхности тем, что отбойку руд ведут с небольшим коэффициентом разрыхления (1,1 — 1,2).

К недостаткам относят ограниченные условия применения.

Комбинированные способы. Комбинируют системы скважинного и шахтного выщелачивания, а также традиционные системы разработки с системами выщелачивания. Например, реагент к руде подают по скважинам с поверхности, а продукционные растворы принимают в горные выработки.

Способы применяют при разработке руд различных сортов, например карбонатов и силикатов, при выщелачивании которых применяются разные реагенты, контрастные по содержанию металла, с различными фильтрационными свойствами, а также требующие различной подготовки. Залежи разрабатывают в два этапа: вначале добывают руды одного сорта, затем — другого. Комбинированные системы разработки позволяют полнее использовать недра.

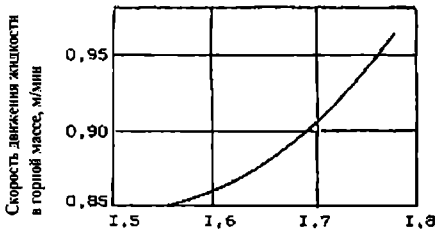


Рис. 3.1. Зависимость скорости движения растворов от коэффициента разрыхления руд

В зависимости от места выщелачивания различают подземное выщелачивание (в блоках, подготовленных выработками или скважинами) и кучное (в штабелях на земной поверхности) (рис. 3.2).

В зависимости от условий движения растворов реагента сквозь руды различают следующие схемы:

- ***фильтрационная*** — постоянный или периодически действующий поток реагента заполняет трещины и открытые поры и движется за счет разности напоров у подающих и приемных устройств;
- ***инфильтрационная*** — наиболее часто поток реагента под действием гравитации в капельном режиме движется от подающих к приемным устройствам без заполнения пустот;
- ***пульсационно-статическая*** — периодическое затопление реагентом с последующим выпуском продуктивных растворов и высвобождением межкускового пространства.

Процессу выщелачивания свойственно затухание со временем, потому что раствору нужно проникать по трещинам в глубь куска. Для оживления процесса применяют химические вещест-

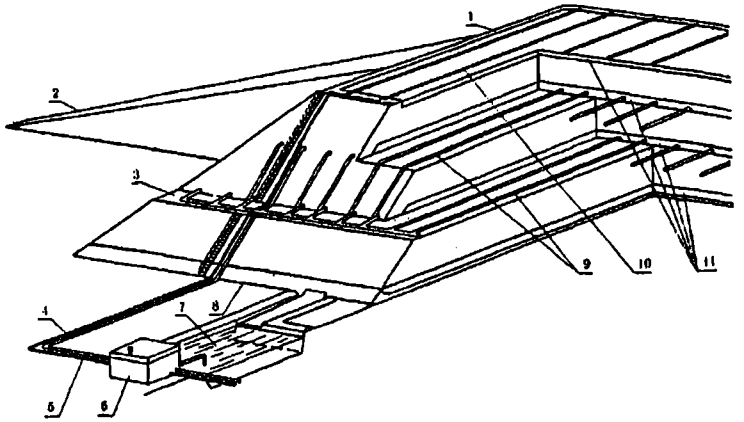


Рис. 3.2. Объект кучного выщелачивания:
1— штабель КВ; *2* — заезд; *3* — уступ штабеля; *4* — трубопровод рабочих растворов; *5* — трубопровод сжатого воздуха; *6* — насосная станция; *7* — зумпф продуваемых растворов; *8* — гидронепроницаемое основание; *9* — аэрационная система; *10* — оросительная система; *11* — слои из мелкозернистого материала

ва (окислители, поверхностно-активные вещества, бактерии) или физическое воздействие (электромагнитные поля, напор и температура раствора, гидроразрыв пород, встряхивающие взрывы, вакуумирование и комбинированные методы). На практике используется механическое воздействие (протаскивание троса, пневмоподушки и т.п.). В результате интенсификации движение растворов активизируется и параметры извлечения улучшаются (рис. 3.3).

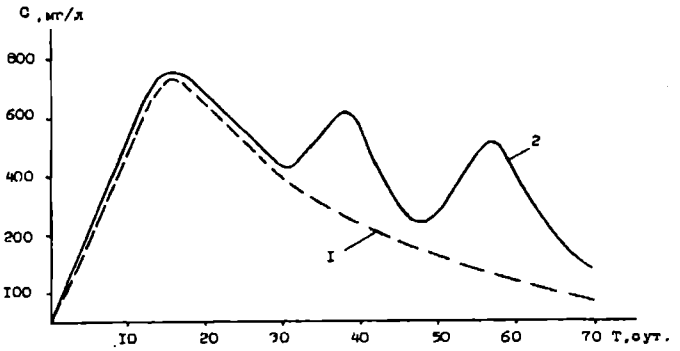


Рис. 3.3. Темпы перехода металла в раствор при выщелачивании:
1 — до интенсификации; *2* — после интенсификации

3.2. МЕХАНИЗМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ В РАСТВОР

Теоретически выщелачивать можно любые элементы, но для некоторых металлов этот процесс пока еще экономически нецелесообразен ввиду отсутствия эффективных окислителей.

Кучное выщелачивание золота используется в широких масштабах в практике горно-добывающих предприятий США, Канады, ЮАР, Австралии, КНР, Мексики и др., поэтому его теоретические основы исследованы более полно. Только в США 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. Учитывая их опасность, проводятся эксперименты по использованию нетоксичных растворителей. Технология

кучного выщелачивания золота применяется на ряде объектов России, Казахстана и Узбекистана. Применение кучного выщелачивания металлов в каждом конкретном случае определяется геотехнологическими свойствами металлосодержащего сырья.

При эксплуатации штабелей кучного выщелачивания металлов из мелких руд и хвостов флотации необходимо учитывать следующие требования:

- мелкофракционное сырье предварительно агломерируется;
- основание штабеля должно иметь достаточную механическую прочность, быть непроницаемым и спланированным так, чтобы обеспечивался сбор продуктивных растворов;
- отсыпка штабеля должна исключать его переуплотнение и утечку растворов;
- высота штабеля должна быть оптимальной по условиям фильтрации раствора, выносу металла и исключать переотложение солей, кольматирующих поры;
- система орошения должна обеспечивать управляемость процессами в штабеле;
- дренажная система должна обеспечивать сбор и вывод продуктивных растворов;
- штабели КВ не должны являться источниками загрязнения окружающей среды.

Выбор площадок для сооружения штабелей КВ проводится в зависимости от инженерно-геологических условий участка и технологических решений по выщелачиванию. Инженерно-геологические изыскания — составная часть комплекса работ, выполняемых для обеспечения проектирования КВ исходными данными об условиях участка строительства, а также прогнозирования изменений, которые могут произойти при сооружении и эксплуатации штабелей кучного выщелачивания.

В процессе выщелачивания происходит дезинтеграция рудных кусков, причем в процессе извлечения установлены три периода (рис. 3.4).

Эффективность выщелачивания зависит не только от размера подготовленных кусков, но и от соотношения диаметров их пор с диаметром взвесей в выщелачивающем растворе (рис. 3.5).

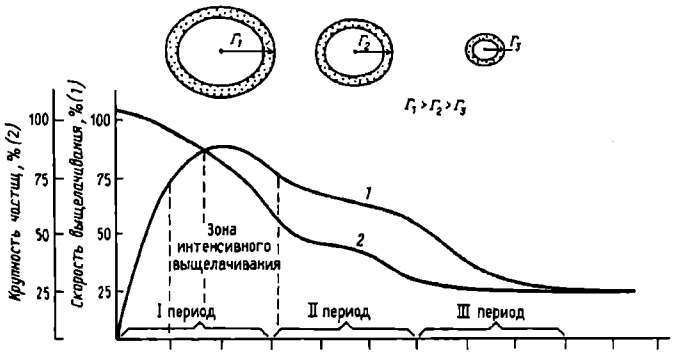


Рис. 3.4. Кинематика извлечения металлов

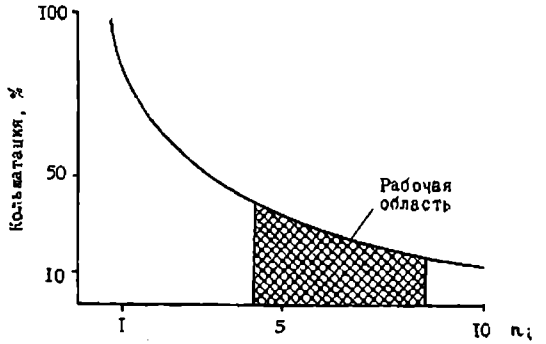


Рис. 3.5. Кольматация в зависимости от соотношения диаметров пор рудных кусков и взвесей

С течением времени выщелачивания содержание металлов в рудах снижается (рис. 3.6).

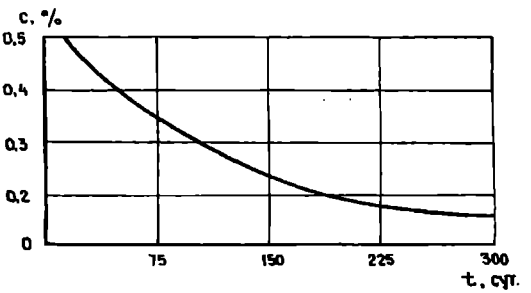


Рис. 3.6. Уменьшение содержания металлов в рудах в зависимости от периода обработки

Основным условием успешного протекания процессов извлечения металлов является повышенная проницаемость руд (рис. 3.7).

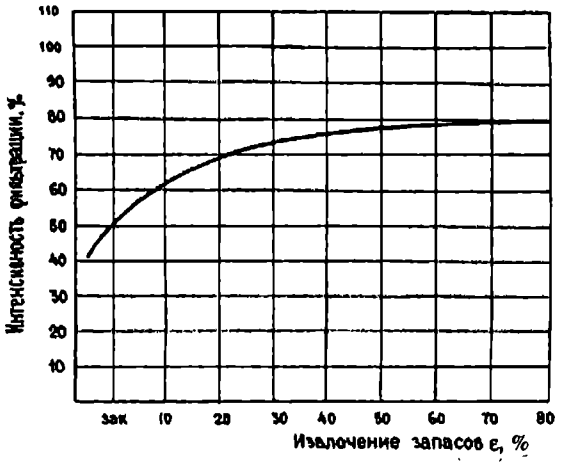


Рис. 3.7. Зависимость извлечения металлов от проницаемости руд

Проницаемость продуктивного пласта может быть повышена за счет использования специальных средств взрывания (рис. 3.8).

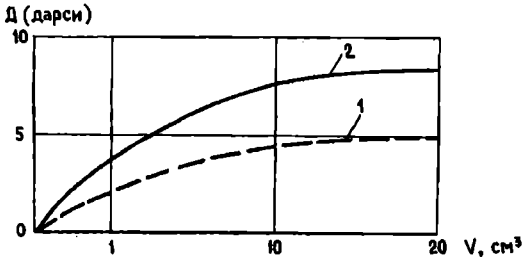


Рис. 3.8. Зависимость проницаемости продуктивного пласта от объемов ВВ:
1 — без закачки в трещины пористого материала; *2* — с закачкой пористого материала в смеси ВВ

Крупность обрабатываемой руды существенно влияет на количество рабочих растворов в системе выщелачивания (рис. 3.9).

Зависимость скорости движения технологических растворов от расхода жидкости при разном расстоянии до источника орошения представлена на рис. 3.10.

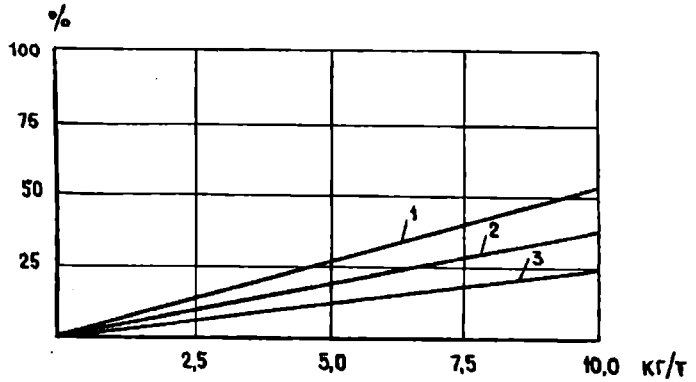


Рис. 3.9. Зависимость расхода растворов от крупности руды:
1 — 0,025 мм; *2* — 0,5 мм; *3* — 1 мм

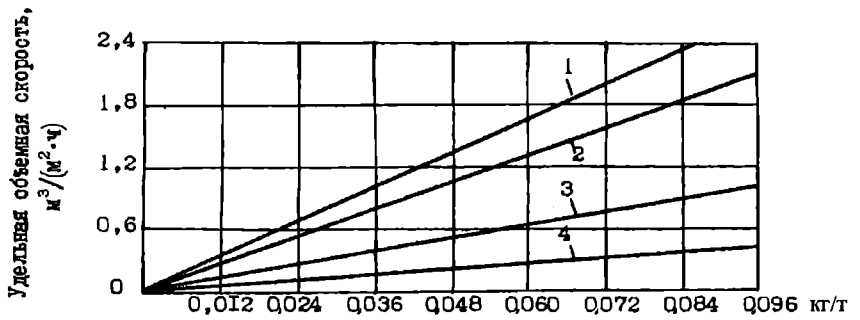


Рис. 3.10. Зависимость скорости движения технологических растворов от расхода жидкости при расстоянии до источника орошения:
1 — 5 см; *2* — 10 см; *3* — 15 см; *4* — 25 см

3.3. ВКЛАД УЧЕНЫХ В ТЕОРИЮ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Использование подземного выщелачивания было предсказано академиком А.Е. Ферсманом: «Сильные кислые растворы будут растворять тяжелые металлы, давая готовые соли для электролитических заводов».

Применение выщелачивания для добычи цветных металлов известно с XVI в. (Испания). Широкое промышленное освоение

его связано с добычей меди на руднике «Кананея» в Мексике (1924 г.) и на Урале (1930 — 1942 гг.). Последнее время подземное выщелачивание применяют для добычи руд урановой группы.

В настоящее время подземное выщелачивание в промышленных масштабах применяется для добычи цветных металлов в США, СССР, Франции, Японии, Австралии, Германии и других странах. Еще в 1974 г. этим методом было получено 20 % мировой добычи меди. В настоящее время его доля оценивается величиной до 80 %. Только в США подземным выщелачиванием ежегодно добывают 300 тыс. т меди и 4 тыс. т урана. Возможность применения этого метода определяется в основном минералогическим составом руды и составом породообразующих минералов.

Выщелачивание металлов в промышленных масштабах применили в период первой мировой войны (1915 — 1918 гг.) для добычи меди в США, Южной Америке, Японии и других странах. Единства взглядов на феномен перевода металлов из сульфидных минералов в растворы нет. Одни исследователи отводят ведущую роль химическим процессам, другие — электромеханическим и бактериальным.

В последнее время исследования по выщелачиванию меди и урана через скважины без предварительного дробления получили дальнейшее развитие. В штате Аризона (США) начата отработка крупного месторождения на глубине 335 м, содержащего до 1 % меди в окисленных формах. Отработка его обычными способами нецелесообразна. Через скважины, пробуренные с поверхности в месторождение, подается вода 160 — 240 л/мин под давлением (70 — 105 кг/см^2), в 2,5 раза превышающим давление налегающих пород. Когда между подающими и принимающими скважинами устанавливается циркуляция, в воду вводят до 3% серной кислоты (H_2SO_4). Извлечение меди из растворов производится электролитическим путем.

При выщелачивании металлов из руд в карбонатных породах достигнуть эффективного рентабельного выщелачивания ки-

слыми растворами весьма трудно, поэтому заслуживает внимания опыт выщелачивания окисленных свинцово-цинковых руд аммиаком в Ираке. Извлечение окисленного цинка составило 92 %, а свинца — только 8 %.

В связи со значительным ухудшением качества минерального сырья выгодно вести его переработку не традиционными методами обогащения и металлургии, а методами гидрометаллургии, базирующимися на растворении полезного компонента активными реагентами.

Эта концепция получила развитие в методах геотехнологии с выщелачиванием металлов, в которых отказались от свойственного обогащению и частично — гидрометаллургии тонкого измельчения руд, производя извлечение полезного компонента на месте его естественного залегания.

Проблемами выщелачивания занимаются ведущие научно-исследовательские организации различных отраслей хозяйства (МГГА, ВНИПИПТ, СКГТУ, Унипромедь, МГГУ, ЦНИГРИ и т.д.). Им посвятили свои труды Н.П. Лаверов, К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, В.Ж. Аренс, В.К. Бубнов, М.А. Кунаев, Д.П. Лобанов, Ю.Н. Нестеров, Г.В. Седельникова, М.И. Тедеев, М.И. Фазлуллин, В.А. Шестаков, К.К. Хулелидзе и др.

Исследования вопросов выщелачивания, составляющих проблему доработки месторождений потерянных и забалансовых руд, начались немногим более 50 лет назад.

Теоретические основы гидрометаллургии были разработаны И.Н. Плаксиным, С.Б. Леоновым, академиком РАН В.А. Чантурия. Одной из составляющих частей геотехнологии с выщелачиванием являются физико-химические процессы извлечения металлов из упорных сульфидов. Они получили развитие как альтернатива существующим методам получения металлов, использование которых опасно для окружающей среды и дорого.

Наибольшие успехи достигнуты при выщелачивании меди, урана и золота, что отмечено в трудах таких ученых, как А.П.

Зефиров, А.И. Калабин, В.П. Новик-Качан, Б.В. Невский, В.Г. Бахуров, И.К. Луценко, С.Г. Вечеркин, Л.И. Лунев, И.Е. Рудаков, Р.П. Петров, Н.Н. Хабиров, В.К. Бубнов, М.Н. Тедеев и др.

Существенный вклад в теорию выщелачивания свинца и цинка из сульфидных руд внесли ученые СКГМИ (СКГТУ): И.А. Остроушко, К.К. Хулелидзе, А.П. Городничев, Ю.И. Кондратьев, В.Н. Келин, С.Э. Ростованов и др.

Геолого-минералогическое изучение северокавказских месторождений, в т.ч. по геотехнологическим принципам, дано в работах Г.В. Хетагурова и Э.М. Цириховой, Г.А. Тварчелидзе, Д.В. Рундквиста, Э.И. Кутнерова, Л.А. Варданянца, Г.Д. Ажгирея, Г.М. Ефремова и др.

В горно-добывающих отраслях технологически развитых стран получают развитие геотехнологические методы добычи металлов из техногенных месторождений химическим растворением. Реагентами выщелачивания являются химические реагенты и природные компоненты: вода, воздух и рудовмещающие породы.

По данным Мак-Грегора (США), на урановом руднике Стенброк забои с потерянными рудами промывали водой, ее pH снижался до 2,3 благодаря бактериальному окислению сульфидов. После первой промывки извлечение в раствор составило 70 %. Так добывали 6,5 % добычи рудника.

Л.Ф. Мерс описал процесс выщелачивания потерянных руд водой на руднике Питч (США). Высота выщелачиваемого слоя достигала 100 м.

На руднике Майами (США) водой выщелачиваются содержащие медь породы после систем с массовым обрушением. Содержание меди в растворах — 0,3 %.

На руднике Мегген (Германия) окисление сульфидов обеспечивается кислородом воздуха. Благодаря пириту шахтные воды растворяют цинк и железо. Вода поступает с поверхности в количестве до 15 тыс. $м^3$ в сутки. В сутки добывают около 3 т цинка и 2 т железа.

Во Франции используют урансодержащие воды дебитом 20 — 30 $м^3$/ч с содержанием 100 мг/$дм^3$.

В США продуктивные растворы содержат до 20 мг/$дм^3$ урана. На руднике Амброзия-Лейк в сутки добывали 70 кг U_3O_8. В 14 шахтах запада США получали до 150 $м^3$/мин природных растворов с содержанием до 12 мг/$дм^3$ U_3O_8.

Н.В. Шаншес и А.П. Юдицкий сообщают о выщелачивании меди водой на Дегтярском руднике из потерянных при технологии слоевого обрушения руд. Содержание меди в растворе за сутки достигало 14 мг/$дм^3$.

Промышленное выщелачивание балансовых руд впервые в мировой практике осуществлено на урановом месторождении Восток (Северный Казахстан) (рис. 3.11).

Вопросам выщелачивания потерянных сульфидных руд посвящены работы ученых СКГМИ. В своих работах И.А. Остроушко рассматривает проблемы изыскания и внедрения способов извлечения металлов, оставленных в отработанных пространствах рудников, и очистки шахтных вод рудников Садонского комбината. Им разработаны научные основы технологий добычи металлов выщелачиванием.

А.Н. Камболов дал теоретическое обоснование технологии интенсификации процессов кучного выщелачивания упорных полисульфидных руд на основе электрохимической активации шахтных стоков. Им определено, что эффективность выщелачивания упорных полиметаллических сульфидных хвостов обусловлена наличием природных окислителей и возникновением новых фаз загрязнения минерала под влиянием физико-химических процессов.

Н.Е. Козырев обосновал экономическую эффективность выщелачивания при подземной разработке потерянных руд и разработал методику экономической оценки и целесообразности извлечения полезных компонентов из отходов горного производства с использованием выщелачивания руд.

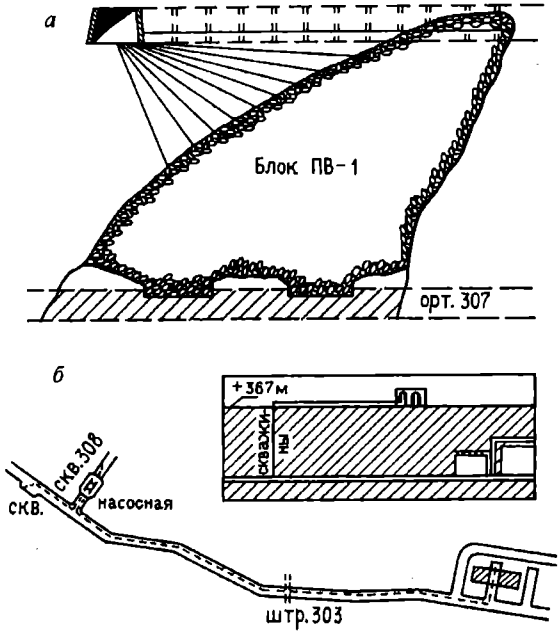


Рис. 3.11. Выщелачивание металлов из балансовых руд:
а — подготовка и орошение; *б* — транспорт растворов

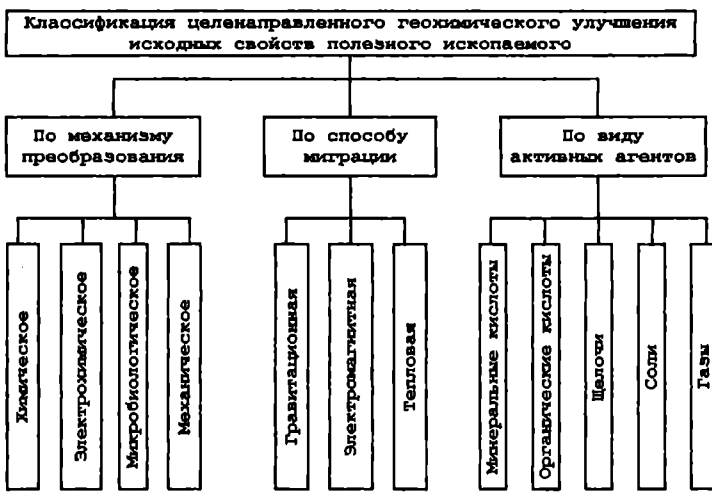


Рис. 3.12. Классификация воспроизводства минерального сырья в недрах

А.А. Сыса доказал, что механохимическая активация руд позволяет усилить эффективность процессов извлечения вредных примесей из рудничных стоков. Им разработана и развита модель процесса выщелачивания как стационарного и одномерного процесса. Разработана новая схема переработки забалансовых руд, включающая операцию механоактивации в высокоскоростных барабанных мельницах.

Е.Н. Козырев показал, что решение проблемы рационального использования потерянных руд находится на основе разработанной стратегии воспроизводства минерального сырья непосредственно в литосфере. Воспроизводство минерального сырья должно базироваться на принципах предварительной геохимической подготовки, а также обеспечения техногенного рудообразования путем перераспределения в горном массиве полезных компонентов (рис. 3.12).

ПРАКТИКА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ

Глава

4

С 50-х годов прошлого века технологии выщелачивания металлов применяют на урановых рудниках Киргизии, Узбекистана, Таджикистана, России, Германии, ЧССР, Болгарии, Румынии. В современной России технологии широко применяют при добыче урана в Приаргунском горно-химическом комбинате (Забайкалье) и при добыче золота, меди, цинка на многочисленных предприятиях Сибири, Казахстана, Таджикистана и других стран.

4.1. ШАХТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ

Шахтное выщелачивание в течение 30 лет в полном объеме применяли на Быкогорском руднике (г. Лермонтов, Ставропольский край). Коэффициент крепости пород 2 — 12, коэффициент рудоносности 0,25 — 1,0, мощность рудного тела до 20 м, коэффициент фильтрации растворов сквозь руду — до 0,1 м/сут. Состав, %: кварц — 66, карбонаты — 1,0, глина — 6,0. Балансовые запасы были отработаны традиционными системами с закладкой и магазинированием руды с переработкой на гидрометаллургическом заводе.

Ниже приведены свойства руд и пород.

Влажность, % 8,5
Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова:
массивных гранит-порфиров ..... 12 — 15
гранит-порфиров зон дробления ..... 8 — 10
мергелей, аргиллитов и песчаников ..... 2 — 6
Коэффициент рудоносности ..... 0,25 — 1,0
Мощность рудного тела, м ..... до 20
Коэффициент фильтрации $К_ф$, м/сут ..... < 0,1
Вещественный состав руды, %:
кварца и полевого шпата 66,5
карбонатов 1,0
глинистых минералов 6,0

Расход реагентов в процессе КВ не превышал расхода при гидрометаллургическом процессе, а извлечение урана в раствор находилось в экономически приемлемых пределах.

Около 10 % запасов урана находилось в зоне напорных трещинных вод, уровень которых на 2 — 4 м ниже самого глубокого вскрытого горизонта. Для этих условий применяли технологию с естественной проницаемостью фильтрационным потоком растворов реагента с секционной подачей и приемом продуктивных растворов в веерах нисходящих скважин. Из полевых штреков разбуривали веера нисходящих скважин глубиной до 50 м через 10 — 15 м. Выщелачивание осуществлялось фильтрационным потоком с давлением в 0,6 МПа в закачные веера скважины.

Дальнейшая добыча бедных руд стала нерентабельной и была применена новая технология, которая оказалась экономически приемлемой при содержании урана, в 2 раза меньшем балансового для традиционных технологий порога.

Технологии ШПВ чаще всего применяют в комбинации с традиционными технологиями для отработки бедных руд (рис. 4.1).

Система разработки ПВ — этажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами в зажатой среде, магазинированием и выщелачиванием инфильтрационным потоком реагента.

Улавливание продуктивных растворов с уровня депрессионной воронки подземных вод с помощью электровакуумных установок позволило отказаться от гидроизоляции днища блока и упростить дренажную систему (рис. 4.2).

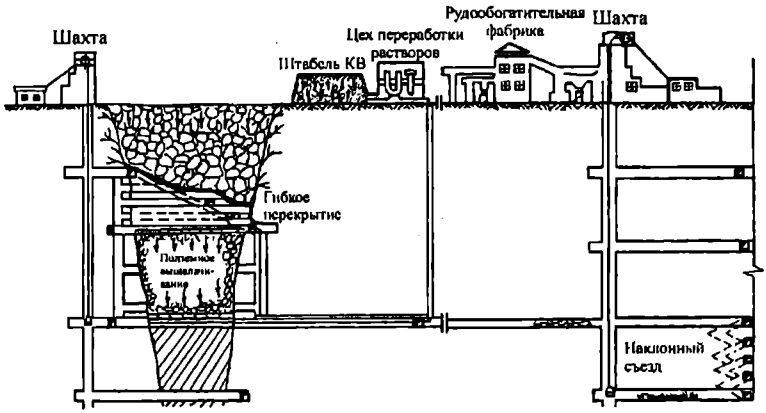


Рис. 4.1. Комбинация ШПВ с обрушением под гибким перекрытием на месторождении Восток (Северный Казахстан)

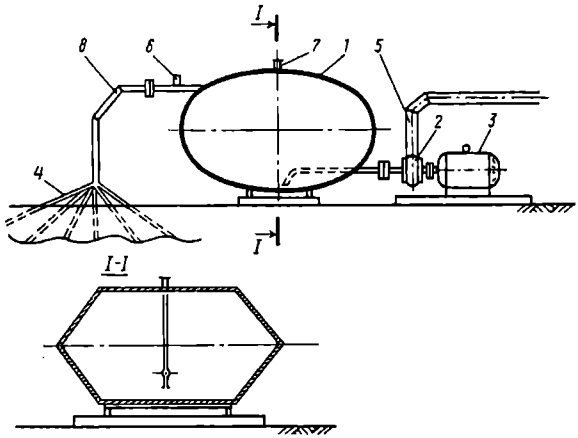


Рис. 4.2. Электровакуумная установка для улавливания растворов:
1 — вакуумный бак; *2* — насос; *3* — электродвигатель; *4* — всасывающие трубопроводы; *5* — нагнетательный трубопровод; датчики: *6* — протока, *7* — уровней; *8* — всасывающий коллектор

Несмотря на близость курортов (6 км), процесс выщелачивания раствором серной кислоты был безопасным для окружающей среды. Разбавление продуктивных растворов подземными водами компенсировалось применением подземных передвижных сорбционных установок, способных перерабатывать продуктивные растворы с низкой (менее 20 мг/дм^3) концентрацией урана. Такую и более высокую концентрации имеют природные растворы, истекающие из пустот большинства рудных месторождений, например Садонских.

В результате применения технологий повысилась безопасность работ за счет уменьшения площади обнажения кровли, в 3 раза уменьшился объем нарезных работ, в 2,5 раза увеличилась эффективность горно-подготовительных работ и на 20 — 30 % увеличились активные запасы руды.

Хвосты заводской переработки много лет складировали в отвалах без утилизации, что осложнило экологию прилегающего региона.

4.2. СКВАЖИННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ

Скважинное выщелачивание применяли на месторождении Семизбай (Северный Казахстан) (рис. 4.3). Месторождение рас-

положено в пределах окраины нагорья, постепенно переходящей в равнину. Геологическое строение месторождения сложное. Основной его структурой является эрозионно-тектоническая депрессия, которая представляет собой древнюю, длительно развивающуюся долину, выполненную мезокайнозойскими отложениями. Оруденение и ореолы рассеяния минерализации установлены на расстоянии 36 км при ширине долины около 10 км.

Фундамент и ближайшее обрамление депрессии сложены преимущественно гранитоидами, а на восточном фланге месторождения — вулканогенно-осадочными образованиями среднеордовикского возраста. Массив представлен магматическими образованиями трех интрузивных комплексов. Палеозойский фундамент разбит системой разрывных нарушений различных направлений. Наиболее широко представлена система субширотных нарушений.

Конгломератовый горизонт имеет неоднородное строение: сложным образом переслаиваются конгломераты, галечники, гравелиты и гравийники на глинистом и карбонатном цементе. Песчаниковый горизонт сложен крупно- и среднезернистыми аркозовыми песками и песчаниками, содержащими растительные остатки. Отмечаются прослои и очень невыдержанные линзы песчаников на кальцитовом цементе. Граница с подстилающими осадками проводится условно.

Глинистый горизонт включает преимущественно плотные алевролиты, глины и мелкозернистые глинистые песчаники. Верхняя подсвита включает в себя также три горизонта: алевролито-песчаниковый, алевролито-глинистый и песчаниково-глинистый. Алевролито-песчаниковый горизонт представлен разнозернистыми песчаниками, алевролитами, глинами с линзами и прослоями крупнозернистых аркозовых песков и песчаников. Четвертичные отложения мощностью в первые метры представлены бурыми суглинками, супесями, глинами и песками с галькой.

Промышленное оруденение представлено стратиформными рудными залежами в нижней части разреза свиты от ее базальтных слоев до алевролито-песчаникового горизонта включительно. В пределах выделенной продуктивной толщи рудные обра-

зования сосредоточены в водопроницаемых отложениях на двух уровнях — нижнем рудоносном горизонте, объединяющем конгломератовую и песчаниковую пачки, и верхнем рудоносном горизонте, совпадающем с алевролито-песчаниковым стратиграфическим горизонтом. Разделяющие их непроницаемые отложения глинистого горизонта и перекрывающие образования регионального оруденения не содержат.

Отличительной особенностью месторождения является отсутствие геологических границ рудных образований, которые по вещественному составу не отличаются от вмещающих пород и характеризуются постепенным снижением содержания металлов до фоновых. Залежи представлены сильнозавоженными, прерывистыми по площади и мощности, стратиформными жилами со сложным распределением минерализации, однотипны по строению, но существенно различаются по размерам и конфигурации. Мощность при средней ее величине 2,1 м колеблется от 0,2 до 7,3 м, а площадь (при средней 9 тыс. м^2) изменяется от 4 до 930 тыс. м^2.

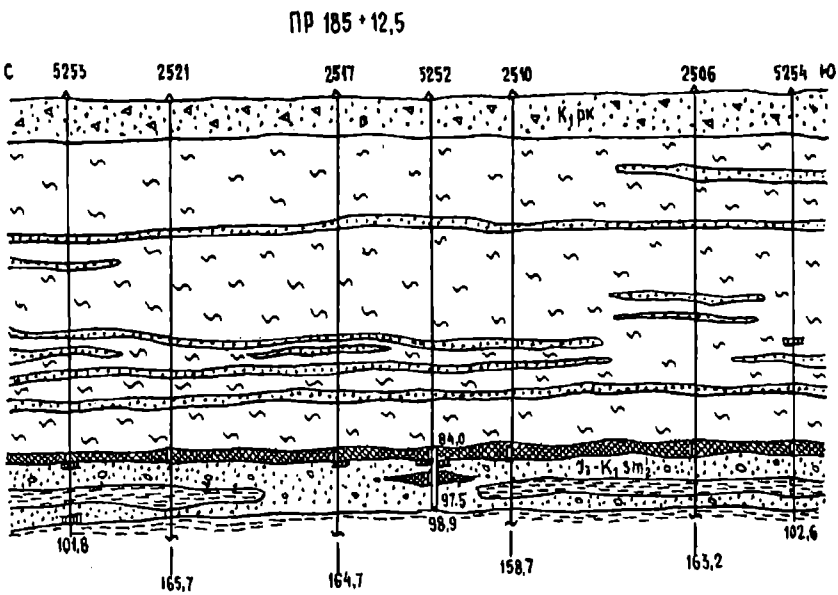


Рис. 4.3. Локализация урана в пределах месторождения Семизбай

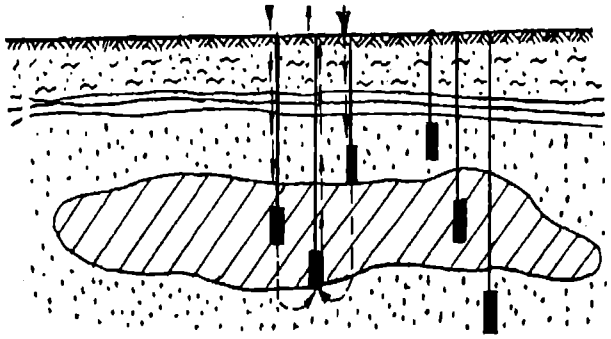


Рис. 4.4. Схема скважинного выщелачивания

Выемочный участок включал в себя 12 — 18 технологических, 4 — наблюдательные и 1 — 2 вспомогательные скважины (рис. 4.4).

Технологические скважины располагали на расстоянии друг от друга 10 — 25 м. Для ограничения растекания растворов принималась производительность закачки в 2 — 3 $м^3$/ч и откачки скважин — в 3 — 5 $м^3$/ч. Растворы перерабатывали на месте с извлечением металлов на ионообменных смолах и активированных углях при производительности комплекса 30 — 50 $м^3$/ч.

Технология включала следующие процессы:

- вскрытие скважинами (30 — 35) × (10 — 15) м;
- подготовка рудного пласта к СПВ (гидроразрыв, закисление и т.д.);
- собственно выщелачивание на месте залегания;
- извлечение металлов из растворов;
- рекультивация недр, включающая нейтрализацию остаточных растворов или их вытеснение из отработанных пустот заполнением чистой водой.

Основным достоинством технологии можно считать то, что при экономически приемлемой себестоимости был получен металл из месторождения, которое нельзя было эксплуатировать традиционным способом.

4.3. КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ

Кучное выщелачивание металлов, как правило, осуществляют параллельно с подземным выщелачиванием на золотодобывающих, медных и урановых рудниках, предоставляя возможность утилизации попутных пород и хвостов сортировки. На месторождении Маныбай (Северный Казахстан) более 20 лет кислыми растворами перерабатывается отвал бедно-товарных руд объемом 1,5 млн т. Кучи «работают» на многих отвалах золотых рудников. Участок выщелачивания хвостов включает в себя кучу и установку по переработке продуктивных растворов. Производительность участка определяется конъюнктурой и чаще всего принимается 100— 150 тыс. т в год.

Для сооружения гидронепроницаемого основания кучи используются материалы, имеющие высокие противофильтрационные свойства. Основания формируют из асфальта или бетона или делают комбинированное асфальтобетонное основание. В случае одноразового использования основания его формируют из дешевых материалов, например глины, уложенной и уплотненной в слой толщиной 300 — 600 мм. Для повышения непроницаемости основания дополнительно к основному покрытию используются полимерные материалы.

Штабель кучного выщелачивания является одним из основных звеньев в технологической цепи участков КВ. Удельный вес затрат на сооружение и эксплуатацию штабелей КВ в себестоимости продукции составляет 60 — 70 %.

Для снижения затрат и повышения надежности основания его формируют путем закачки тампонирующей смеси в нижнюю часть кучи через перфорированные трубы, предварительно размещенные в нижней части кучи, а для обеспечения аэрации рудной массы после закачивания тампонирующей смеси подают сжатый воздух. При этом нижняя часть кучи может отсыпаться пустыми породами.

Неотъемлемой частью технологии кучного выщелачивания из мелкофракционного сырья является его агломерация до –30 +15 мм. Для окомкования используют 5 кг цемента и 5 кг негашеной извести на 1 т сырья.

Несущая способность основания уточняется расчетами по нагрузкам и составляющим напряжениям, распределяемым на флан-

гах штабелей по закону треугольника, в центре — по прямоугольным площадям. Программой задается емкость площадок КВ, высота отсыпаемых штабелей определяется условиями насыщения сырья инфильтрационными потоками реагента, временем его контакта с выщелачиваемым материалом и содержанием металла в выносимом растворе.

Методика расчета параметров орошения базируется на закономерностях гидродинамики инфильтрационного процесса и корреляционных связях между расходом растворителя, падением градиента его концентрации и диаметром зоны смачивания. Параметры формирования инфильтрационной зоны и оценка насыщенности потока раствора определяются плотностью орошения, проницаемостью, параметрами факела единичного источника, показателем рассеивания потока в координатах его перемещения.

Сетка оросителей, диаметры труб и расходы раствора определяются на основе зависимости по насыщению штабеля КВ раствором. В качестве оросителей используют полиэтиленовые перфорированные трубы диаметром 14 — 16 мм, оборудованные капельницами, расположенными через 25 см друг от друга.

Параметры формирования фильтрационной зоны определяются параметрами кюветы штабеля КВ и депрессионной кривой (см. рис. 13.5).

4.4. КОМБИНИРОВАННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ

Комбинированная технология управляемого извлечения металлов из руд и хвостов обогащения и металлургии включает в себя классификацию и измельчение минералов, а также собственно выщелачивание в подземных блоках и кучах с переводом металлов в раствор и извлечение металлов из раствора.

Комбинированные системы выщелачивания находят применение на месторождениях руд радиоактивных и цветных металлов. Комбинируют системы из элементов скважинных и шахтных систем и из элементов традиционных систем разработки и шахтных систем выщелачивания. Системы первого класса предусматривают подачу реагента к руде по скважинам, пробуренным с

поверхности, и прием продукционных растворов в горные выработки. Такие системы применяют там, где по каким-либо причинам технически трудно или нерационально откачивать продукционные растворы через скважины (при большой глубине пьезометрического уровня подземных вод, в условиях осушенных пород и т.д.). Системы второго класса применяют при разработке залежей, которые в пределах одного блока представлены рудами разных технологических сортов, например карбонатными и силикатными, требующими при подземном выщелачивании различных реагентов; рудами, контрастными по содержанию металла (балансовыми и забалансовыми), рудами с различными фильтрационными свойствами, требующими разной предварительной горной подготовки к выщелачиванию.

Залежи в пределах блока разрабатывают в два этапа: вначале очистная выемка руды одного сорта, затем выщелачивание руд другого сорта. Такая последовательность обеспечивает при очистной выемке нормальные условия труда для горнорабочих и устойчивость рудного массива. Комбинированные системы разработки позволяют полнее использовать недра и снижать себестоимость продукции

На Норильском ГМК из отвальных хвостов обогатительной фабрики, содержащих (г/т): платины 0,67, палладия 1,28, родия 0,05, золота 0,06 и серебра 3,94, получен продукт с содержанием (г/т): платины до 100, палладия 20,2, золота 25,0, серебра 89,5, родия 0,17 при извлечении из него платины 5 — 12 г/т, палладия 1,5 — 5 г/т, золота 11 — 18 г/т, серебра 1,8 — 2,1 г/т, родия 1,0 г/т.

Из хвостов Надеждинского завода, содержащих 0,3 — 0,5 г/т платиноидов, получен продукт с содержанием платиноидов 12 — 15 г/т при извлечении 5 — 8 %. На Башкирском медно-серебряном комбинате из лежалых хвостов с содержанием золота 1,2 г/т и серебра 17,2 г/т получен концентрат с содержанием золота 37,6 г/т и серебра 35,6 г/т, извлечение составило 54 — 55 %.

Из илов Новосибирского комбината, содержащих 0,1 % олова, получен концентрат с содержанием олова 27 % и извлечением 40 %.

На объединении «Таджикзолото» из отвальных хвостов при исходном содержании золота 1 г/т получен концентрат с содержанием золота 77 г/т при извлечении 85 %. Из вольфрамосодержащих отвалов Буруншивенского месторождения при исходном содержании триоксида вольфрама 0,1 % получен концентрат с содержанием 34,85 %, с извлечением 80 %.

На скорость и полноту выщелачивания, а также расход реагентов влияют минеральные составляющие распульпованных руд. Медные минералы, являясь хорошо растворимыми соединениями в цианистых растворах, вызывают чрезмерный расход цианида; минералы сурьмы снижают содержание кислорода в пульпе, необходимого для растворения золота. Углистые составляющие некоторых руд отличаются высокой адсорбционной способностью по отношению к золотоцианистому комплексу, что увеличивает потери золота с хвостами сорбционного выщелачивания.

На показатели цианирования влияет не только состав руды, но и состав воды, вредное влияние оказывают низкое содержание кислорода (менее 5 — 7 мг/л), находящиеся в воде бикарбонаты, органические вещества, соли тяжелых металлов и т.д.

Условия для ускорения и полноты извлечения золота: интенсивное перемешивание пульпы сжатым воздухом; добавление защитной щелочи (извести) для предотвращения гидролиза цианида; поддержание температуры не ниже +21°С (подогрев пульпы паром).

Наиболее полное извлечение металлов из жидкой фазы пульпы достигается обеспечением оптимального противотока пульпа — смола, плотностью и вязкостью пульпы, температурой и интенсивностью перемешивания смеси смола — пульпа.

На крупнейшем золотоизвлекательном заводе стран СНГ ГМЗ-2, перерабатывающем руды карьера Мурунтау (Узбекистан), сгущенная пульпа Т:Ж = 1,0 : (0,9 — 1,0) поступает на барабанные грохоты, на которых происходит классификация по классу +2,0 мм. Класс +2,0 мм (щебень, щепа) насосами 5ГР-8Г откачивается в цех измельчения. Класс –2,0 мм насосами 12ГР-8 из зумпфа закачивается в девятиструйный пульподелитель отделе-

ния сорбции, на котором происходит распределение пульпы на 9 технологических цепочек процесса цианирования и сорбционного выщелачивания. В зумпф сорбции через регулирующий клапан из склада реагентов самотеком подается цианистый натрий. Разделение пульпы происходит на сетках, установленных в головке пачука. Насыщенная смола подается на барабанный грохот для отмывки смолы от пульпы и далее на отсадочную машину ОМР-IA для отделения смолы от песка класса +0,4 мм, который направляется в цех измельчения. После обезвоживания смола подается на регенерацию (рис. 4. 5).

Бактериальное выщелачивание основано на феномене извлечения металлов из руд с помощью бактерий. Число бактерий в зоне окисления руд достигает 1 млрд. в 1 г руды или 1 $см^3$ воды. Чаще всего эта технология совмещается с выщелачиванием слабыми растворами кислот, которые являются питательной средой для бактерий. Выщелачивание меди с помощью бактерий запатентовано в СССР и США в конце 50-х годов. Эта технология требует надежного контроля из-за возможности регенерации штаммов бактерий и их неуправляемой миграции.

Выщелачивание меди из руд в штабелях с неизученным механизмом было известно в Венгрии и Германии с XVI в., в Испании — XVII в. Впервые запатентовано в США в 1958 г. применительно к извлечению меди и цинка.

В 1947 г. американскими микробиологами из рудничных вод был выделен микроорганизм, который окисляет сульфидные минералы, серу и ряд ее соединений, железо, медь, селен, сурьму, уран при pH 1,0 — 4,8 и температуре 5 — 35 °С.

Избирательное извлечение химических элементов из многокомпонентных соединений посредством их растворения микроорганизмами в водной среде позволяет извлекать из руд и отходов горно-перерабатывающего производства ценные компоненты или вредные примеси (мышьяк). С использованием этой технологии в промышленных масштабах извлекают медь из забалансовых руд в США, Испании, Перу, Португалии, Мексике, Австралии, Югославии и других странах.

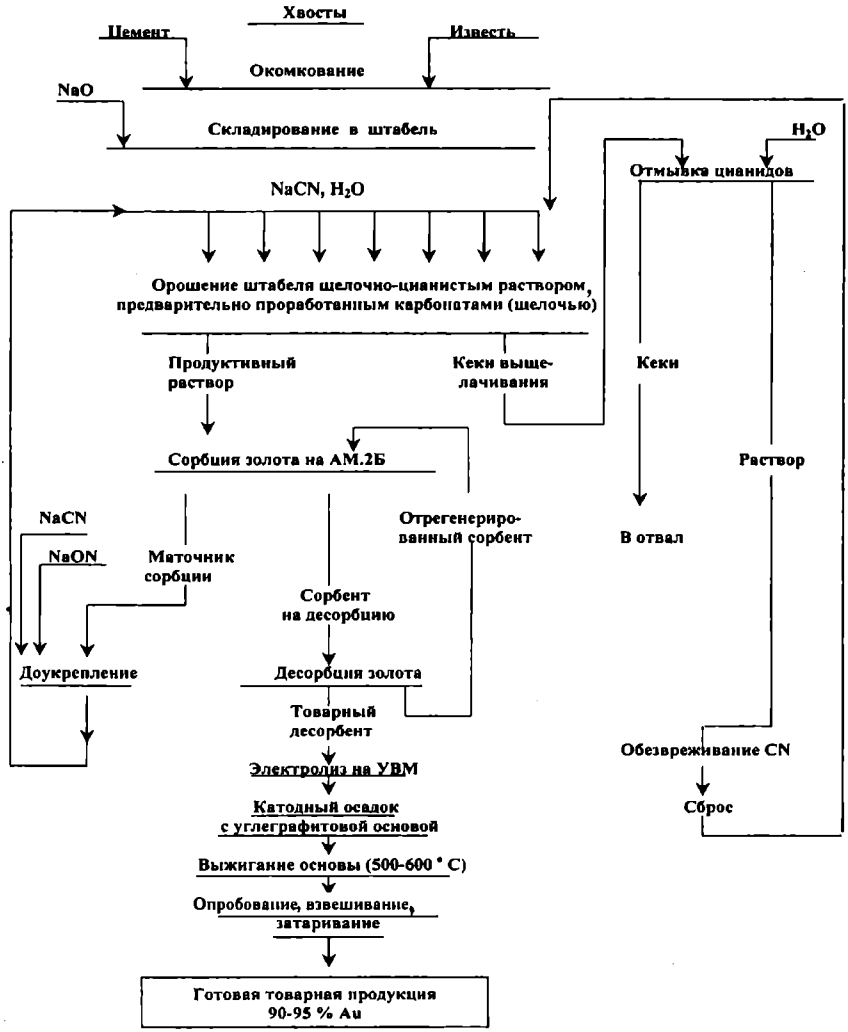


Рис. 4.5. Технологическая схема щелочно-цианистого КВ золота из хвостов флотации

Технология пригодна при всех способах выщелачивания, не связанных с повышенными давлением и температурой. Наиболее широко применяют тионовые бактерии Thiobacillus ferrooxidans, способные окислять сульфидные минералы и закисное же-

лезо до окисного, и Thiobacillus thiooxidans. Тионовые бактерии являются хемоавтотрофами, так как единственным источником энергии для их жизнедеятельности служат процессы окисления закисного железа, сульфидов металлов и элементарной серы. Эта энергия расходуется на усвоение природной углекислоты. Получаемый углерод идет на построение клеточной ткани бактерий. Thiobacillus ferrooxidans окисляют сульфидные минералы до сульфатов прямым и косвенным путем. Микроорганизмы окисляют серно-кислое закисное железо до окисного, являющегося сильным окислителем и растворителем сульфидов:

$$2FeSO + 0{,}5O_2 + H_2SO_4 \xrightarrow{\text{бактерии}} Fe_2(SO_4)_3 + H_2O$$

$$Fe_2(SO_4)_3 + MeS \longrightarrow MeSO_4 + 2FeSO_4 + S^*$$

Основной фактор процесса — быстрая регенерация серно-кислого окисного железа тионовыми бактериями, что ускоряет процессы окисления и выщелачивания. Оптимальная температура для развития тионовых бактерий 25 — 35 °С, pH от 2 до 4. Тионовые бактерии ускоряют растворение халькопирита в 12 раз, арсенопирита и сфалерита в 7 раз, ковеллина и борнита в 18 раз по сравнению с обычными химическими методами.

Комплекс подземного бактериального выщелачивания медной руды включает в себя прудок для выращивания и регенерации бактерий; насосную для перекачки бактериального раствора к руде; трубопровод; задвижку; коллектор; скважину для орошения рудного тела бактериальным раствором; орошаемый участок рудной залежи; горные выработки для сбора бактериального раствора; насос; отстойник для насыщенных медью растворов; цементационную ванну для получения порошкообразной меди; помещение для сушки цементной меди; транспортные средства; компрессорное хозяйство для обогащения бактериального раствора кислородом.

В штабеле или подземном блоке руду орошают растворами серной кислоты, содержащими ионы железа и бактерии. В присутствии кислорода воздуха и бактерий идет окисление сульфидных минералов, а металлы переходят из нерастворимых соединений в растворимые. Наибольшая скорость достигается при тон-

ком измельчении руды (200 меш), в плотных пульпах (до 20 % твердого), при перемешивании и аэрации. Число клеток-бактерий в выщелачивающем растворе и руде должно быть не ниже 10^6 — 10^7 в 1 мл. В раствор за 1 ч переходит меди до 0,7 г/дм^3, цинка — 1,3, никеля — 0,2 и т.д. Из олово- и золотосодержащих концентратов за 70 — 80 ч извлекается до 90 % мышьяка.

Скорость окисления сульфидных материалов в присутствии бактерий возрастает в тысячи раз, а железа примерно в $2 \cdot 10^6$ раз по сравнению с химическим выщелачиванием. *Интенсификация* выщелачивания обеспечивается при активизации деятельности бактерий. Для этого необходимы pH 1,5 — 2,5, окислительно-восстановительный потенциал (600 — 750 мВ), благоприятный состав растворов, что достигается путем их регенерации и режимов аэрации и увлажнения. Добавляют соли азота и фосфора.

В промышленных масштабах технология применяется при кучном выщелачивании меди и урана. С ее помощью экономически целесообразно извлекать медь из забалансовых сульфидных руд. Это осуществляется водными растворами $Fe_2(SO_4)_3$ в присутствии $Al_2(SO_4)_3$, $FeSO_4$ и тионовых бактерий Thiobacillus ferrooxidans. Раствор подается в скважины, пробуренные в рудном теле. Бактерии и сульфат оксида железа окисляют сульфиды меди по схеме

$$2Fe_2(SO_4)_3 + 2CuS + 2H_2O + 3O_2 \rightarrow 2CuSO_4 + 4FeSO_4 + 2H_2SO_4$$

Продуктивный раствор подают на установку для извлечения меди.

Выщелачивание с участием тионовых бактерий в опытном порядке используют для извлечения Zn, Co, As, Mn и других металлов. Например, для растворения и извлечения золота используют гетеротрофные бактерии Aeromonas, выделенные из рудничных вод.

За счет использования бедных и потерянных в недрах руд увеличиваются запасы, полнее используется сырье, повышается культура производства, улучшается состояние окружающей среды. Себестоимость 1 т меди, полученной этим методом, в 1,5 — 2 раза ниже, чем при обычных способах. Процессы окисления неорганических субстратов служат источником энергии.

Простота технологического процесса, возможность быстрого размножения бактерий, особенно при циркуляции растворов, содержащих живые организмы, открывает возможность не только снизить затраты на получение ценных компонентов, но и значительно увеличить сырьевые ресурсы за счет использования бедных, забалансовых и потерянных руд, хвостов обогащения, пыли, шлаков и других отходов. Процесс перспективен для полной автоматизации предприятий по получению металлов из недоступных при использовании традиционной технологии запасов, сложные горнодобычные и обогатительные комплексы при этом не используются.

ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ТЕПЛОВЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ

Глава

5

С начала XVI в. из недр земли извлечено более 50 млрд т углерода, 2 млрд т железа, 20 млн т меди, 20 тыс. т золота. Только за последние 30 лет цветных и редких металлов добыто больше, чем за всю предыдущую историю Человечества. Потребность в сырье удваивается каждые 10 лет. Переработка сырья химическими способами требует от 10 до 20 млрд т/год кислорода, 2,5 млрд т угля и столько же нефти. Для сохранения природных ресурсов возникает необходимость перехода от технологии химически открытой системы потребления минерального сырья к технологии замкнутого цикла. Конверсия производства по технологии замкнутого цикла позволяет использовать все вещества, изымаемые из природы, без исключения. Примером является коксохимическое производство, при котором из каменного угля получают кокс, горючий газ и другие продукты перегонки.

Нефть из Северного моря давно является сырьем для промышленности европейских стран. В настоящее время активно разрабатывается шельф Северной Америки. Начата добыча серы со дна Мексиканского залива. В России разрабатывают шельфовые месторождения нефти и газа Каспия. В рамках общей задачи освоения и рационального использования богатств Мирового океана ведутся поиски путей извлечения из морской воды ценных элементов, запасы основных из которых в океане оцениваются следующими значениями (т): фтора — $2 \cdot 10^{12}$, иода — $93 \cdot 10^{9}$, цинка — $16 \cdot 10^{9}$, олова, свинца и ртути — $50 \cdot 10^{6}$, золота — $6 \cdot 10^{6}$.

Приповерхностные залежи полезных ископаемых стремительно вырабатываются, бурение в поисках нефти и газа ведется уже на отметке 15 км. Современные шахты имеют глубину 1500 м.

Активно развиваются технологии бесшахтной добычи сырья. К подземному пласту, содержащему, например, уран, цинк, или другие металлы и неметаллы, через пробуренную скважину подводится растворитель или окислитель. В прилегающей к скважине части минерального массива происходят химико-физиче-

ские процессы растворения. Насыщенные ценными компонентами растворы выкачиваются на поверхность, где перерабатываются химическими методами. Способы подземного выщелачивания позволяют резко увеличить эффективность эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

Нарастает дефицит углеводородного сырья, поэтому проблема использования нефти, угля и газа в качестве сырья, а не топлива приобретает особую актуальность. Потребление нефти в мире сегодня достигает 7 млрд т/год. Нефтеперерабатывающие предприятия производят непредельные и ароматические углеводороды (этилен, толуол, ксилол) и газовые смеси оксида углерода с водородом, из которых синтезируют полезные материалы. Из природного газа получают ацетилен, муравьиный альдегид, метанол, сажу, сероуглерод, водород, синильную кислоту и др.

Часть этих процессов протекает уже в процессе добычи сырья с использованием тепла в качестве реагента.

5.1. ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЯ

Метод, который дает сегодня возможность использовать угольные месторождения для получения тепла и электроэнергии с большей радиационной безопасностью, — реализация идеи Рамзая — Менделеева о подземной газификации углей и очистке полученных газов в подземных газогенераторах.

Физико-химический процесс превращения угля в горючие газы с помощью свободного или связанного кислорода непосредственно в недрах земли осваивается в СССР с 1930 г. В 1933 г. И. Е. Коробчанским, В. А. Матвеевым, В. П. Скафа и Д. И. Филипповым предложено проводить газификацию угля в горизонтальном канале шахтным способом. В 1945 — 1948 гг. разработана бесшахтная технология подземных газогенераторов, включающая в себя вскрытие угольного пласта вертикальными, наклонными и наклонно-горизонтальными буровыми скважинами и создание в нем каналов газификации.

Подземная газификация угля — скважинный способ разработки угольных месторождений, основанный на физико-хими-

ческом превращении углей в газы с помощью кислорода на месте залегания. Идея газификации принадлежит Д.И. Менделееву.

Первая попытка промышленной подземной газификации сделана в Англии в 1912 г. В. Рамсеем через 25 лет после открытия Д.И. Менделеева. В СССР практическое воплощение идеи Менделеева началось в 1920 г. В 30-х годах работы по газификации углей продолжались. После 2-й мировой войны опыт СССР стали использовать в США, Великобритании, Франции, ФРГ, Бельгии и других странах. Спустя почти двадцать лет с начала исследований в СССР было принято решение о широком развертывании работ по подземной газификации.

В 1933 г. в СССР впервые в мире была осуществлена газификация углей с отводом газа. В промышленных масштабах газификация углей была освоена на бурых углях Ангрена в Средней Азии, на бурых углях Подмосковного бассейна (Шатская станция) и на каменных углях Кузбасса (Южно-Абинская станция), которые производили энергетического газа до 1,5 млрд $м^3$ /год. Преимущественно применяется для разработки некондиционных для традиционной технологии месторождений и для доработки потерянных запасов угля.

Технология разработки включает в себя бурение технологических и контрольных скважин с поверхности, подачу высокотемпературного воздушного или комбинированного парокислородно-воздушного потока, создание в пласте между рабочими скважинами реакционных каналов, в которых уголь взаимодействует с потоками газа, собственно газификацию продуктивных пластов полезного ископаемого, улавливание и отвод газа на поверхность, обогащение, очистку и транспортирование газа.

Для создания в пласте каналов используется *сбойка скважин* с применением электрического тока. Уголь превращается в газ, а в выгоревшем пространстве остается зола, занимающая меньший объем. По мере газификации реакционные зоны перемещаются, а породы кровли заполняют пустоты. Благодаря этому структура и размеры каналов газификации в течение длительного времени остаются постоянными, что обусловливает стабильность состава.

Теплота сгорания и состав газа зависят от вида дутья, качества углей и условий их залегания. Минимальной считается мощность пластов 1,5 м, ниже которой тепловые потери возрастают настолько, что технология становится нерентабельной. *Теплота сгорания* газа при газификации бурых углей 3,3 МДж/м^3, каменных углей — 4 МДж /м^3. Применение дутья, обогащенного кислородом (65 %), увеличивает теплоту сгорания газа до 6,9 — 7,5 МДж/м^3. По химическому составу газ пригоден для синтеза аммиака и углеводородов.

Химические реакции, протекающие в каналах подземной газификации, аналогичны газогенераторному процессу. Дутье подается или со стороны угольного целика с отводом газа через выработанное пространство, или со стороны выработанного пространства с отводом газа со стороны целика по скважинам.

К достоинствам технологии относится небольшой по сравнению с традиционным способом объем работ, отсутствие необходимости предварительной подготовки полезного ископаемого к добыче, сохранность земли в пределах отвода (отсутствие отвалов хвостов горного и обогатительного переделов), сохранение чистоты воздушного и водного бассейнов в регионе добычи, низкая по сравнению с традиционным способом стоимость получаемого топлива, безопасность добычи и расширение сырьевой базы за счет низкокачественных запасов.

Основные преимущества технологии по сравнению с традиционной технологией получения и переработки угля:

- возможность независимого от рыночной конъюнктуры энергетического обеспечения промышленных районов в случае широкомасштабного промышленного использования технологии;
- исключение опасного труда горнорабочих при подземной добыче угля;
- уменьшение масштабов вредного воздействия на верхний слой литосферы Земли, характерного для традиционной добычи угля открытым способом.

Способ подземной газификации углей дает возможность эксплуатировать глубокозалегающие пласты угля и пласты малой мощности. Например, запасы каменного угля в ФРГ составляют

примерно 230 млрд т, из которых традиционными методами может быть извлечено лишь 24 млрд т, т.е. около 90 % запасов угля остаются неиспользованными. В США газ подземной газификации в 1,3 — 3,9 раза дешевле газа, добываемого на Аляске, и в 1,45 раза дешевле газа из газогенератора.

Подземная газификация исключает тяжелый и очень вредный труд горнорабочих: транспортировку, погрузку и разгрузку, дробление угля, которые требуют больших энергетических затрат и загрязняют окружающую среду. Они заменяются безвредной и простой транспортировкой очищенного горючего газа в места его использования. Подземная газификация предпочтительнее открытой добычи угля в угольных разрезах, так как не нарушает верхнего покрова Земли.

К недостаткам относятся невысокая теплота сгорания газа, а также трудность контроля *полноты извлечения* полезного компонента и управления процессом. Катастрофический уровень воздействия процесса газификации на окружающую природную среду определяется тем, что химическое загрязнение вод при подземной газификации углей приобретает стойкий и прогрессирующий характер. Комплексное загрязнение может быть органическим (фенолы, нафтеновые кислоты, пестициды и др.), неорганическим (соли, кислоты, щелочи) или токсичным (мышьяк, соединения ртути, свинца, кадмия и др.). Ореол химического загрязнения подземных вод распространяется до 10 км и более.

Несмотря на появление новых технических решений по снижению капиталоемкости, энергетических и материальных затрат, издержек на обслуживание, повышению надежности процесса, подземная газификация угля не получила эффективного развития из-за объективных трудностей, в том числе:

- сложность транспортировки газа, который вследствие высоких температур и влажности является агрессивной средой и содержит большое количество смолы. При изменении температуры, а также при уменьшении скорости течения газа смола осаждается в трубопроводе, особенно в местах установки дроссельных устройств;

• процессы газификации опасно воздействуют на экосистемы природной среды, что проявляется в деформации пород, в тепловых, химических и гидрогеологических явлениях;

• при подземной газификации происходит труднопрогнозируемое разрушение пород вплоть до земной поверхности;

• при подземной газификации углей температура горных пород достигает 1600 °С, что приводит к спеканию вмещающих пород и потере первоначальных свойств. Это обусловливает повышение температуры подземных вод и их химическое загрязнение.

Сильными токсичными свойствами обладают содержащиеся в фенольных стоках цианиды, сероводород и весьма вредный даже при незначительных концентрациях свободный аммиак. Даже при активном разбавлении фенольные стоки опасны для биосферы. На Ангренской станции загрязняющими компонентами в конденсате являются летучие фенолы (до 500 мг/л), органические кислоты жирного ряда (до 200 мг/л), пиридиновые основания (до 500 мг/л), смолы (до 160 мг/л), аммиак (до 1000 мг/л). Кроме того, в воде содержатся токсичные нитриты, нитраты и соединения серы.

Метод подземной газификации угля открывает возможность утилизировать большую часть его некондиционных, сбалансированных запасов и получать при этом синтезированное «голубое» топливо. Оно не потребует дополнительной очистки, поскольку почти не содержит сернистого газа и потому будет подаваться непосредственно для нужд энергетики, теплофикации, химической промышленности и других отраслей.

Одним из перспективных шагов в этом направлении является принципиально новая геотехнологическая схема циклического способа подземной газификации угля водяным паром при высоких термодинамических условиях с целью получения горючего «водяного» газа $CO+H_2O$ с незначительным количеством метана. Например, на подземном пласте шахты «Великомостовская» Червоноградского углепромышленного района эти данные такие: температура 800 — 1000 °С, давление — 4 МПа, мощность угольного пласта от 0,2 м и более. Газификация 2,4 млн т угля из

исследованного участка позволяет получить около 5 млрд $м^3$ газа с теплотой сгорания 7,8 МДж/$м^3$. Себестоимость такого топлива вдвое ниже, чем на Ангренской станции «Подземгаз» в Узбекистане.

Особо актуальна проблема подземной газификации некондиционного угля там, где он достигает семидесяти процентов от геологических запасов, которые нецелесообразно осваивать традиционными способами.

Подземная газификация находится в большой зависимости от геологических и гидрогеологических условий залегания угля. При воздушной, кислородной и паровой газификации трудно получить устойчивый процесс с постоянным составом газа.

Подземная газификация твердого топлива — это бесшахтный способ использования угольных залежей, исключающий создание терриконов возле угольных залежей и отвалов золы около тепловых электростанций.

Перспективы развития технологий газификации твердого топлива включают в себя разработку процессов: парогазового цикла, плазменной газификации топлива и др.

5.2. ВОЗГОНКА РТУТИ

Подземная возгонка — скважинный способ разработки ртутных руд, основанный на переводе металла из твердой фазы в газовую фазу в недрах путем нагрева массива газообразным теплоносителем, электрическим током или высокочастотным магнитным полем. Применяется при добыче ртути из киновари. Киноварь плавится при температуре 1300 °С и давлении 1200 МПа, однако в среде инертного газа начинает возгоняться уже при 300 °С, а при 580 °С давление ее паров достигает 10 МПа.

При возгонке ртути из киновари рудное тело вскрывают скважинами и организуют циркуляцию газа с температурой 950 °С. Газы прогревают стенки выработок и начинается возгонка ртути. Зона возгонки углубляется в рудосодержащий массив, а пары ртути фильтруются через трещины рудного остатка. Под дейст-

вием горного давления и давления паров рудосодержащие породы обрушиваются, открывая доступ газу к руде. Пары киновари поступают в сборную выработку, где окисляются кислородом воздуха с образованием сернистого газа и *паров ртути*, которые собирают в конденсаторе. Образующийся попутно сернистый газ применяют для получения серной кислоты, используемой в различных производствах.

К *достоинствам* технологии относят чистоту металлической ртути и экологичность процесса, небольшой по сравнению с традиционным горным способом объем работ, сохранность земли в пределах отвода (отсутствие отвалов хвостов горного и обогатительного переделов), более низкая по сравнению с традиционным способом стоимость получаемой ртути, а также безопасность работ.

Недостатками технологии считаются высокие затраты тепловой энергии и трудность контроля полноты извлечения ртути из руды.

5.3. ПЕРЕГОНКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

Перегонка полезных ископаемых — способ разработки сланцев, битума, угля, торфа и других горючих ископаемых в недрах путем высокотемпературного нагрева без доступа кислорода для получения газообразных и жидких продуктов. Первый патент на перегонку сланцев был зарегистрирован в Англии в XVII в. Работы в области подземной перегонки сланцев совместно с их последующей газификацией начались в США в 1910 г. и активизировались в Европе во время второй мировой войны (1939 — 1945 гг.) в связи с трудностями поставки нефти. В СССР способ широко использовался при разработке сланцев в Эстонии, бурых углей в Средней Азии (Ангрен), каменных углей в Кузбассе (Южно-Абинск) и др.

Технология аналогична подземной газификации, за исключением реакций окисления. Характеризуется большими, по срав-

нению с газификацией, затратами, так как реакций с выделением тепла не происходит. Продукты перегонки: высококалорийный горючий газ, жидкое топливо, сланцевая нефть, смолы, масла, сера и др. В недрах остаются негорючие минералы и кокс. При образовании кокса возможна дальнейшая газификация залежи. Способы перегонки сланцев подразделяют по способу вскрытия на шахтные, скважинные и комбинированные; по виду энергии на фильтрационные и электротермические с разогревом электрическим током через скважины. При электротермических методах необходимы мощные источники тока и электроды из жаростойких сплавов.

Достоинства технологии — высокое качество получаемых продуктов.

Недостатки — высокая энергоемкость и большой объем работ по увеличению проницаемости.

Выплавка подземная — скважинный метод с переводом полезных ископаемых в жидкое состояние на месте залегания с помощью теплоносителя. Способ был разработан для самородной серы и основан на сравнительно низкой (112 — 119 °С) температуре ее плавления. Использован в США на серных месторождениях в 1880 г. С 1912 г. занимает доминирующее положение при добыче самородной серы. Используется для разработки месторождений США, Мексики, Польши, Ирака. В СССР с 1968 г. применялся в Предкарпатье. С помощью этой технологии перспективно освоение месторождений ртути, битумов, высоковязкой нефти и др. Развитие метода связано с использованием пластовых вод для приготовления теплоносителя, применением поверхностно-активных веществ, электроразогревом залежей и др.

Технологические процессы добычи: приготовление воды с температурой 145 °С, подача теплоносителя по поверхностным коммуникациям и добычным скважинам. Скважины оборудуются колонками концентрически расположенных труб для подачи теплоносителя, сжатого воздуха и подъема расплавленной серы на поверхность. Теплоноситель поступает в пласт через перфо-

рацию нижней части трубы и, распространяясь по кавернам и порам, расплавляет серу, которая сбегает к забою скважины и откачивается. Удельный расход теплоносителя 17 — 30 $м^3$/т, сжатого воздуха 30 $м^3$/т, извлечение около 40 %.

Технология характеризуется повышенной чистотой серы и безопасностью процесса.

К недостаткам относят высокие затраты тепловой энергии и трудность контроля течения полноты процесса.

ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ВОЗДЕЙСТВИЕМ ВОДОЙ

Глава
6

Эффективный перевод многих полезных ископаемых в подвижное состояние происходит в результате процессов растворения и выщелачивания, которые несколько различаются между собой механизмом взаимодействия растворителя и растворяемого вещества.

Понятия растворения и выщелачивания четко разделяются. Растворение — это процесс физический, а выщелачивание — процесс в первую очередь химический, приводящий к превращениям растворяемого вещества.

Растворение протекает без нарушения химического состава ископаемого в результате диффузии и взаимодействия как следствие простого физического растворения. Такой процесс растворения лежит в основе технологии скважинной добычи растворимых в воде галита, сильвинита, бишофита и других минералов.

Процесс с изменением вещества как химического соединения и переводом его в раствор называется выщелачиванием. Методом подземного выщелачивания из руд извлекают металлы, их соли и оксиды. В качестве выщелачивающих агентов используются кислородные (серная, азотная, фосфорная, сернистая) и бескислородные (соляная, сероводородная) кислоты, а также растворы солей (соды, сернистого натрия, сернисто-кислых щелочных металлов и др.).

Понятие растворимости как концентрации насыщенного раствора применимо лишь в случае физического растворения. Химическое же растворение, или выщелачивание, характеризуется необратимостью процесса. Под растворимостью минералов в химических растворителях понимается интенсивность их взаимодействия, которая характеризует кинетическую сторону процесса растворения — реакционную способность или устойчивость минерала по отношению к растворителю, но не условие его равновесия с растворителем.

Выщелачиванием, или экстрагированием, называют извлечение компонентов твердого материала с помощью растворителя, например гидрометаллургическое извлечение металлов из руд,

щелочное извлечение лигнина из древесины, бактериальное выщелачивание урана из руд.

В широком смысле выщелачивание — это операция, в результате которой посредством жидкости, в том числе воды, из твердых тел извлекают растворимые составные части. К выщелачиванию можно отнести, например, приготовление поташа посредством извлечения углекалиевой соли из древесной золы, извлечение азотно-натриевой и калиевой солей из селитряниц, свекловичного сока из свеклы, квасцов из выветрившегося квасцового сланца.

В промышленном производстве стараются достигнуть максимального извлечения растворимого вещества с получением максимально насыщенного раствора при условии непрерывности производства. Для этого используют ряд перколяторов на одинаковой высоте с двойным дном, на которое помещают выщелачиваемый материал. Раствор переходит из резервуара в резервуар, последовательно насыщаясь растворимыми частицами.

Насыщенная жидкость проходит через свежую порцию вещества, между тем как свежая вода пропускается через истощенный остаток выщелачиваемого материала. После того как остаток в перколяторе истощается, его удаляют и в перколятор помещают свежий материал. Рабочие растворы из-под ложного дна перекачивают в следующий резервуар.

6.1. ВЫПАРИВАНИЕ СОЛИ

Солеварение — технология получения соли из морской воды или из подземных рассолов путем выварки. Первые упоминания о солевом производстве в России относятся к XII в. Наибольшее распространение солеварни получили в XV — XVII вв. и просуществовали без изменений до XIX в. За год солеварня вырабатывала от 300 до 500 т соли. Ежегодное производство соли в конце XVII в. на промыслах Соли Камской достигало 115 тыс. т.

Технологический комплекс для солеварения состоял из колодца, системы деревянных труб, бадьи, журавля и желоба для подачи рассола, варницы (помещения для выварки) и амбаров

для хранения соли. Внутри варницы находились варничная печь — *црен* — железный ящик площадью до 65 м^2 и массой до 650 кг для выпаривания соли, ларь для хранения рассола, помост для просушки соли. Рассол из колодцев или скважин по желобам поступал в варницу. Его подавали в црен и выпаривали в течение 5 ч. С началом кристаллизации помещение закрывали и оставляли до полной выварки. Соль высушивали и переносили в амбары. В XIX в. использовали насосы с конным приводом для выкачивания рассола и градирни для повышения крепости. Процесс выварки (варя) продолжался до 24 ч, его результат (сугреб) составлял 2 — 5 т.

При относительной простоте технология обеспечивает высокое качество соли и независимость от рынка. К недостаткам технологии относится ограниченная производительность предприятия.

6.2. ДОБЫЧА СОЛИ РАСТВОРЕНИЕМ

Растворение подземное — способ добычи солей через скважины путем перевода компонентов в недрах в водный раствор. Промысел в России начат в 1910 г. В конце XIX в. были разработаны и освоены способы растворения каменной соли в подземных выработках и через буровые скважины с поверхности. Различают неуправляемое и управляемое растворение. К неуправляемому растворению относится противоточное растворение (нагнетание растворителя в затрубное пространство и выдавливание образующегося рассола через центральную колонну) и прямоточное (попеременное изменение направления подачи и выдачи агентов и рассола).

Одним из важнейших физических свойств солей является гигроскопичность, которая лежит в основе технологий добычи способом подземного растворения. Вода растворяет соли, за счет чего образуются каверны — заполненные рапой пустоты в массиве. Примеси, такие, как гипс и глины, не растворяются и остаются в кавернах. Рапа кристаллизуется через выпаривание. Вакуумная технология позволяет сократить расходы на энергию за счет низкой температуры и многоступенчатого выпаривания.

Получаемый водный раствор, например бишофита, обладает теми же свойствами, что и кристаллический бишофит. Он характеризуется низкой коррозионной активностью, не превышающей активность воды. Его можно транспортировать и хранить в металлических емкостях, в стеклянной, керамической и пластмассовой посуде.

Система разработки включает процессы: подача растворителя к массиву соли; взаимодействие растворителя и соли (межфазные процессы), отвод растворенного вещества от соли (диффузия); обогащение, очистка и избирательное извлечение соли. Сооружения и аппаратура: направляющие, кондуктор, обсадные и технологические колонны диаметром до 219 мм и рассолоподъемные колонны диаметром до 146 мм.

При добыче поваренной соли путем подземного растворения в скважину закачивается вода, которая, растворяя соль, выносит ее на поверхность (рис. 6.1). Рассол выпаривается, а соль остается и используется в качестве сырья.

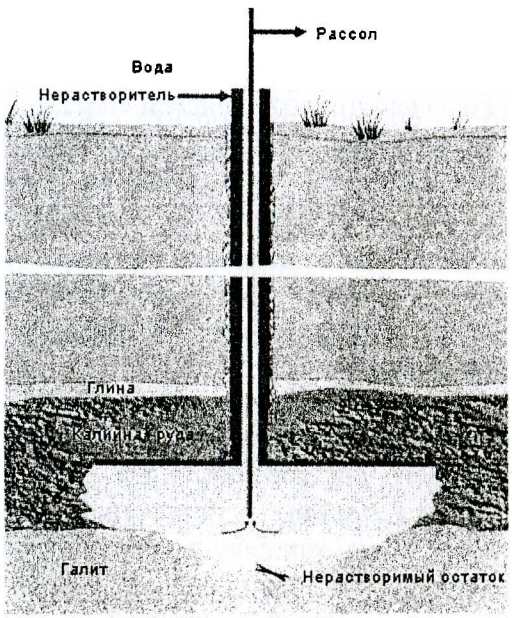


Рис. 6.1. Схема добычи соли растворением

Соли извлекают с глубины до 1800 м. Выемка через скважины осуществляется в два этапа. На первом этапе создают начальную поверхность растворения соли размывом горизонтальной полости — гидровруба. Время создания гидровруба 360 — 540 сут. На втором этапе осуществляется добыча камерным или сплошным растворением. Способ послойной выемки и гидровруб обеспечивают высокую производительность (70 $м^3$/ч) и возможность отработки залежей с большим (до 30 %) содержанием нерастворимых включений.

При камерных системах разработки растворение ведут в изолированных камерах через индивидуальные и взаимодействующие скважины, между которыми оставляют целики. Варианты: система камер в пределах всего массива, камерно-этажная система с соосным размещением камер в пределах мощности пласта и камерно-этажная система с несоосным размещением камер.

Сплошная система разработки применяется для отработки маломощных залежей каменной соли. Месторождение вскрывается группой скважин, которые соединяются для образования единого горизонта. Воду нагнетают в скважины, располагаемые со стороны восстания пластов, рассол отбирают из скважин со стороны падения. При сплошной системе после извлечения соли происходит деформация земной поверхности, поэтому эту систему применяют редко.

Технологию отличает простота организации и высокие показатели. По сравнению с шахтным способом производительность труда в 4 раза выше, а затраты в 7 раз ниже. Высокое качество продукта требует повышенных затрат на обогащение и очистку соли.

Камеры подземного растворения используют для хранения нефтепродуктов и сжиженных газов, захоронения отходов предприятий, подземной очистки рассолов.

В Прикаспийской низменности разведаны десятки соляных куполов с неисчерпаемыми запасами солей, в том числе и таких редких, как бишофит. Химическое сырье представлено фосфоритами, поваренной, калийной и магниевой солями. Фосфориты залегают прослоями, состоящими из галек; образуются в воде

биохимическим путем. Например, в пределах Эльтонского соляного купола обнаружено месторождение калийной соли. Промышленный прослой ее залегает на глубине 480 м. В России работает до 20 предприятий по добыче природных солей через буровые скважины, ежегодно добывается более 30 млн $м^3$ хлоридно-натриевых рассолов.

6.3. ГИДРОВЫМЫВАНИЕ СЫРЬЯ

Гидровымывание осуществляется путем образования в массиве полостей струей воды под давлением. Его применяют для добычи растворимых солей, серы и других минералов при коэффициенте крепости более 1 и породах средней устойчивости, а также для профилактики выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов и проведении удароопасных выработок. Технология включает процесс вскрытия продуктивных массивов и пластов рабочими скважинами диаметром 120 — 200 мм. Число скважин принимается в зависимости от сечения выработки. Давление воды у гидромониторной насадки 4 — 7 МПа, расход не менее 18 $м^3$/ч. Высота полости не более 25 см, длина — 10 — 12 м, ширина целиков между полостями не превышает 30 см.

Гидромонитор представляет собой устройство для создания водяных струй при отбойке и размыве пород. Впервые применен в России в 1830 г. при разработке золота на Урале. Состоит из подводящего патрубка, шарниров, ствола и насадки. Минимальная длина выбирается из условия стабилизации потока воды перед входом в насадку и равна 6 — 8 диаметрам. Исполнительный орган гидромонитора имеет насадку диаметром 1 — 1,3 мм, давление воды у насадки при крепости угля 0,6 — 11 МПа. На открытых работах размыв породы производится с давлением струи 1 — 2 МПа при расходе воды 400 $м^3$/ч. Контроль процесса осуществляется приборами-щупами; глубинными реперами и акустическим прозвучиванием. Неоднородности различаются звукопоглощением.

В скважинах гидромониторы применяются с телескопическим и коротким стволами. Конструкция гидромонитора состо-

ит из подводящего патрубка, шарниров, ствола и насадки. Вода с помощью насосов по трубопроводу подается в подводящий патрубок и через шарниры и ствол — в насадку. Шарнир позволяет, перемещая ствол, изменять направление полета струи. Особенность скважинного монитора — наличие вертикального нагнетательного патрубка, длина которого равна суммарной мощности покрывающих пород и рудного пласта. Напорный водовод с вертикальным патрубком сочленяется с помощью шарнира, что позволяет вращать патрубок со стволом в горизонтальной плоскости. Телескопический ствол скважинного монитора кроме разрушающей насадки снабжен одной или несколькими смывными, равномерно расположенными по длине ствола и направленными в сторону всасывающего устройства пульповыдающего механизма.

Технология обеспечивает на порядок более высокую производительность добычи и на порядок меньшую себестоимость по сравнению с шахтным способом добычи при большей безопасности работ, но отличается сложностью контроля процесса при меньшей полноте использования недр.

Гидровымывание с растворением каменной соли осуществляют через одну, две и более скважины, например, из пластов галита мощностью до 20 м. Две и более скважины применяют тогда, когда растворение через основную скважину уже считается законченным. Рядом с основной скважиной бурят дополнительную, через которую нагнетается растворитель (рис. 6.2).

Чтобы соединить скважины в единую систему, применяют метод гидроразрыва и горизонтальные скважины. В процессе

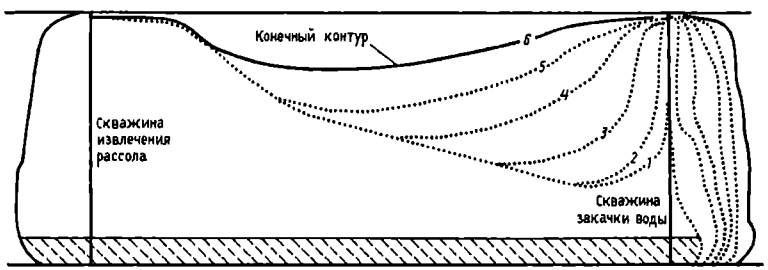


Рис. 6.2. Схема растворения соли водой

размыва рабочий контур перемещается (позиции *1* — *5* на рис. 6.2). Контур емкости контролируется систематически с использованием звуколокационных установок. Так же регулярно контролируется состояние дневной поверхности в зоне размыва.

6.4. СКВАЖИННАЯ ГИДРОДОБЫЧА СЫРЬЯ

Гидродобыча использует феномен перевода твердого полезного ископаемого в подвижное состояние гидродинамическим воздействием гидромонитора, с выдачей продукта на поверхность через скважины в виде смеси.

Использование энергии воды для горных работ было известно около 2 тыс. лет назад. В 1 в. до н. э. вода использовалась для разработки золотоносных и оловоносных россыпей. На золотых приисках Урала и Сибири широко применялись гидравлические горные работы, улавливание золота в потоке воды и укладка хвостов переработки в отвалы. Разработка золотосодержащих песков струей воды под давлением проводилась за счет воды, зарегулированной в верховьях долин и подаваемой в забои по деревянным и металлическим трубам.

Первые опыты по подземной гидравлической отбойке угля проведены на шахте «София» в Макеевке в 1915 г. Развитие технологии ускорилось после разработки озокерита в 1928 г. на о. Челекен в Каспийском море с применением землесоса. В 1935 — 1936 гг. на строительстве канала им. Москвы работало 95 гидромеханизированных установок, которые разработали свыше 10,5 млн $м^3$ грунта. В этот период были созданы грунтовые насосы, земснаряды, разработаны технология гидравлической выемки и обогащения песка и гравия, методы возведения намывных плотин.

Технология получила широкое развитие на угольных разрезах Урала, Кузнецкого и Канско-Ачинского угольных бассейнов. С ее применением выполнены значительные объемы работ на восстановлении Беломорско-Балтийского канала, строительстве Цимлянской ГЭС, Горьковской и Куйбышевской ГЭС, Мингечаурской плотины и других объектов.

В разработке теории и практики технологии приняли участие Н. Д. Холин, Н. В. Мельников, Г. А. Нурок, Г. А. Абрамович, Г. Н. Роер, Г. М. Никонов, Н. П. Гавырин, В. А. Флоров, С. М. Шорохов, Г. М. Лезгинцев, Б. Э. Фридман, С. Б. Фогельсон, Н. А. Лопатин, Б. М. Шкундин, В. С. Мучник и др.

Основные технологические процессы технологии включают: разрушение массивов горных пород гидромониторами, землесосными или безнапорными потоками воды, напорный или безнапорный гидравлический транспорт, отвалообразование, намыв земляных сооружений, обогащение полезных ископаемых.

Гидродобыча осуществляется гидромониторами с самотечным, напорным или самотечно-напорным транспортированием гидросмеси и землесосных снарядов. Добыча производится с последующим мокрым обогащением при посредстве гидроклассификаторов, моечных желобов, обогатительных шлюзов, магнитных сепараторов, гидроциклонов, сит и т.п. Применение технологии ограничено климатическими условиями и свойствами горных пород. Крепкие, трудноразмываемые породы снижают производительность гидроустановок.

Рабочим органом технологии является гидромонитор (рис. 6.3).

Совершенствование гидродобычи осуществляется путем создания мощного износоустойчивого оборудования для гидротранспорта породы с производительностью 10 — 15 тыс. $м^3$ /ч, конструирования машин для механической выемки, дробления и транспортирования пород.

Гидродобыча широко применяется в горном деле: вскрышные работы, добыча полезных ископаемых на карьерах, со дна морей и океанов, в шахтах, гидротранспорт горных пород на большие расстояния.

При работе в затопленной среде применяют шланговые реактивные и телескопические выдвижные мониторы, удлиняющиеся до 12 м. При разработке плывунов применяют короткоствольные мониторы. Подъем горной массы осуществляется эрлифтами.

Технология эффективна при разработке рыхлых горных пород: фосфоритов, железистых, марганцевых или апатитовых руд, битуминозных песков и песчаников, углей, кварцевых песков, песчано-глинистых отложений.

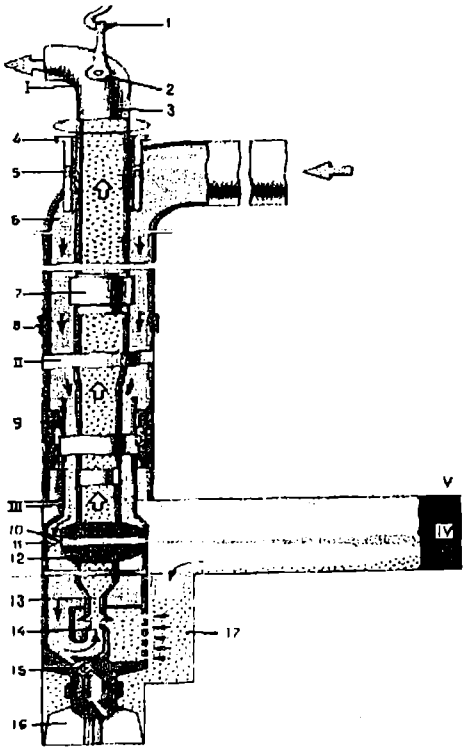


Рис. 6.3. Гидромонитор:
I — верхний оголовок; *II* — набор секций става труб; *III* — нижний оголовок; *IV* — руда; *V* — породы; *1* — подъемное устройство; *2* — пульповод; *3* — поворотное устройство; *4* — грундбукса; *5* — верхний герметизирующий сальник; *6* — водовод; *7* — соединение пульповода; *8* — соединение водовода; *9* — пакер; *10* — гидромонитор; *11* — регулирующий клапан; *12* — обтекатель гидромонитора; *13* — смесительная камера гидроэлеватора; *14* — насадка; *15* — клапан бурового устройства; *16* — бур; *17* — зумпф скважины

Рудник состоит из полигона со скважинами и трубопроводами для подачи сжатого воздуха, воды и гидротранспорта ископаемого, осветительного бассейна, насосной и компрессорной станций, подсобных служб. Вода, служащая для разрушения, смыва и подъема горной массы, воздействует на массив в виде струи, импульсного или самотечного потока. Различают струи низкого (до 1 МПа) и среднего (до 4 МПа) давлений. Свободные или затопленные струи характеризуют длина основного начального участка истечения из насадки, осевая скорость и скорость потока по сечению струи, а также сила и давление удара.

Разработка ведется перемещением монитора снизу вверх. Вращением ствола, ориентированным перпендикулярно к оси мониторной струи при частоте порядка 1 — 2 об/мин, обеспечивается сканирование струей поверхности забоя и разрушение угля в пределах мощности пласта и полосы по простиранию. Массив имеет трещины и нарушения структуры. При попадании в них воды кинетическая энергия преобразуется в энергию давления внутри трещины. Массив подвергается давлению, превышающему сопротивление излому. Происходит скалывание полезного ископаемого кусками, которые, падая вниз в потоке воды с большой скоростью, раскалываются и истираются. Поэтому основная масса пород имеет размеры, допускающие транспортирование водой.

Для отработки песчано-глинистых руд мощностью 0,3 — 0,5 м на глубине 50 — 200 м применяют секционное добычное оборудование, представляющее собой совмещенный гидроэлеватор с гидромонитором. Угол поворота ствола гидромонитора с насадками в горизонтальной плоскости — секторный ($120° \cdot 3 = 360°$). Расход воды составляет 70 – 80 $м^3$/ч. Вода на гидроэлеватор подается под давлением 4,8 МПа с расходом 200 $м^3$/ч. Удельный расход напорной воды составляет 5 — 6 $м^3$/т.

Технология обеспечивает на порядок более высокую производительность, безопасность работ при исключении необходимости подземных работ, меньшую по сравнению с шахтным способом себестоимость продукта, но отличается сложностью контроля полноты процесса и использования недр.

При комбинировании способа с технологией кучного выщелачивания непригодные для традиционной технологии мелкие минеральные фракции могут быть сырьем для переработки.

По окончании отработки блоков (извлечение 85 — 90 % запасов) осуществляется рекультивация выработанного пространства путем его промывки законтурными водами с использованием рассолов в технологическом процессе и рекультивация поверхности в пределах горного отвода.

Контроль параметров технологий разработки месторождений осуществляют из контрольно-наблюдательных скважин, прой-

денных через толщу пород до почвы рудного тела, путем наблюдений: за поведением кровли — щупами; за перемещением горных пород — глубинными реперами; за формой и размерами камер — датчиками и панорамным фотографированием (рис. 6.4).

Технологии гидродобычи полезных ископаемых пригодны для разработки практически любых месторождений, а возможность и целесообразность их применения зависит от экономической целесообразности. Для СГД перспективны легкоразмываемые, пористые, рыхлые и слабосвязанные залежи полезных ископаемых, например плывуны, содержащие полезное ископаемое.

Метод межскважинного акустического прозвучивания. В основе метода лежит возможность выделения различий звукопоглощения. Упругие колебания звуковой частоты возбуждаются в скважине магнитострикционным излучателем. Колебания достигают приемной скважины, где с помощью звукоприемника преобразуются в электрические, усиливаются и через коллектор поступают на поверхность. Уровень сигнала измеряется анализатором спектра. Прозвучивание осуществляется по веерной схеме синхронного перемещения по скважине излучающего и приемного снарядов с выявлением зон повышенного звукопоглощения. Локализация контуров камеры в межскважинном пространстве осуществляется при помощи теневого способа. Из различных точек стоянки излучателя определяется место положения камеры, создающей акустическую тень (см. рис. 11.5).

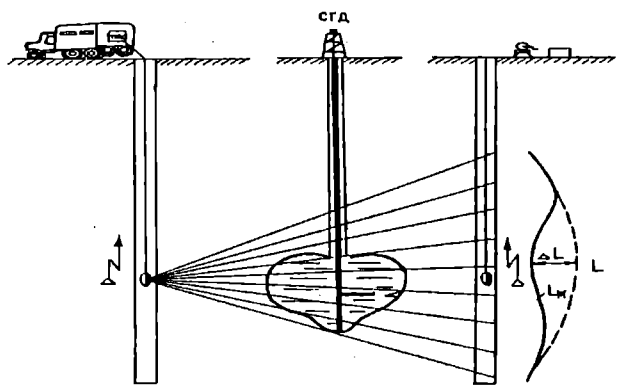


Рис. 6.4. Контроль полноты выемки запасов при скважинной гидродобыче

Способ изолиний заключается в выборе минимальных значений, вычисляемых для лучей, пересекающихся в одной точке между скважинами, и присвоении их этой точке. Точки с одинаковыми значениями соединяются изолиниями. С поверхности бурят две скважины, чтобы их плоскость пересекала камеру. В одну из скважин опускают источник колебаний, а в другую — приемник. По измерениям затухания амплитуды упругих колебаний между источником и приемником судят о форме и размерах камеры. Способ позволяет оконтурить лишь одно сечение камеры, проходящее через указанные скважины. Для оконтуривания всей камеры необходимо бурить ряд скважин, что удорожает работы.

Способ определения контуров очистных камер основан на возбуждении и регистрации упругих колебаний. В камеру погружают излучатель колебаний, вращают вибратор вокруг вертикальной оси, принимают отраженные от стенок камеры сигналы, преобразуют последние в электрические импульсы, передают их на поверхность и регистрируют в виде круговой развертки на экране светолучевого осциллографа. По осциллограммам определяют расстояние от оси вибратора до точек отражения упругих волн. Для каждого поперечного сечения камеры восстанавливается контур. Совокупность контуров дает представление о форме и размерах камеры, но не позволяет комплексно контролировать параметры камер. Отсутствие таких данных снижает безопасность работ, поскольку при больших площадях подработки возможно оседание дневной поверхности. Другим недостатком способа является то, что для съемки камер требуется остановка процесса гидродобычи и извлечения гидромонитора из камеры.

При непрерывном исследовании параметров камер упругие колебания стенок камеры возбуждают струей гидромонитора, поворачивая его вокруг вертикальной оси до возвращения в исходное положение, регистрируют упругие колебания на дневной поверхности и по зарегистрированным упругим колебаниям восстанавливают контуры очистной камеры. Гидромонитор ориентируют в начальном направлении. В этом же направлении ори-

ентируют на дневной поверхности сейсмический профиль. Включают гидромонитор и возбуждают точку боковой поверхности камеры. Излучаемые колебания регистрируют на дневной поверхности и записывают на осциллограф. Затем гидромонитор поворачивают вокруг своей оси на некоторый угол от начального положения, одновременно поворачивают на этот же угол сейсмический профиль на дневной поверхности и вновь возбуждают колебания. Процедура восстановления контура поперечного сечения камеры состоит в определении пространственных координат возбуждаемых точек. Определяя координаты точек контура, восстанавливают весь контур.

Приоритетными направлениями развития технологий добычи данного типа являются:

- интенсификация процессов растворения;
- утилизация и захоронение промышленных отходов;

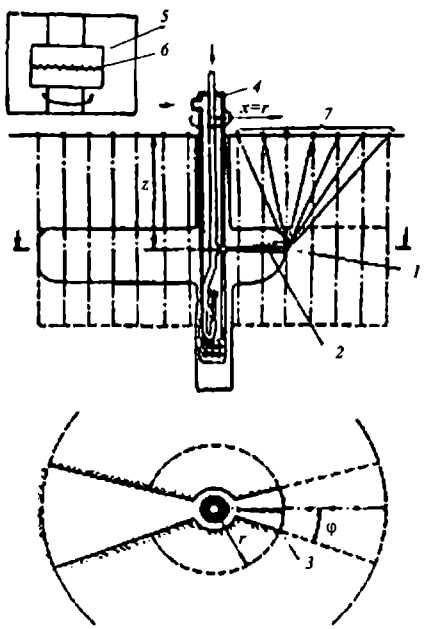


Рис. 6.5. Схема контроля процесса в ходе отбойки полезного ископаемого:
1, 3 — минералы; *2* — струя гидромонитора; *4* — став гидромонитора; *5* — поворотный механизм; *6* — измерительное устройство; *7* — профиль устройства

- развитие методов селективного и конгруэнтного выщелачивания;
- геотехнологическая добыча солей;
- создание единичных рассольных камер без сброса слабых рассолов;
- технология строительства подземных камер-хранилищ газа и нефтепродуктов;
- совершенствование методов гидроразрыва;
- скважинная гидродобыча россыпных месторождений;
- развитие способов контроля размеров камер.

Для повышения качества добычи используется метод контроля процесса в ходе отбойки полезного ископаемого (рис.6.5).

ГИДРО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ

Глава
7

7.1 ИСТОРИЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ

Гидрометаллургия (*hydör* — вода и *metallurgeo* — добываю руду, обрабатываю металлы) — извлечение металлов из руд, концентратов и отходов водными растворами реагентов с последующим выделением металлов из растворов. Уже в XVI в. медь извлекали растворением из руд месторождения Рио-Тинто (Испания). Позднее были разработаны способы получения платины, никеля, алюминия из бокситов в России, золота – в Новой Зеландии, цинка — в Канаде и США и др.

В теорию и практику гидрометаллургии большой вклад внесли П.Р. Багратион, создавший теорию цианирования золота (1843), Н.Н. Бекетов, обосновавший теорию получения металлических порошков водородом под давлением (1870) и другие ученые России. В 20-х годах В.Г. Хлопиным были разработаны теоретические основы гидрометаллургии радия, в 30-х годах — тяжелых цветных металлов, Плаксиным — золота. Большой вклад в теорию процессов переработки внес академик Б.Н. Ласкорин. В СССР гидрометаллургические методы широко применяли в производстве алюминия, цинка, меди, кобальта, никеля, урана, редких и драгоценных металлов. За рубежом более 20 % производства меди, 50 — 70 % цинка и никеля, 100 % алюминия и урана, кадмия, кобальта и др. обеспечивается методами гидрометаллургии.

Технологические операции гидрометаллургии включают: измельчение до раскрытия зерен минералов, отмывку и обезвоживание сгущением или фильтрацией, извлечение металлов и других компонентов в раствор, извлечение металлов из раствора, а также очистку и первичную обработку готовых продуктов. Свойства и состав сырья изменяют в процессе использования обжига, спекания и сплавления. Эти операции способствуют переводу металлов в растворимые соединения.

Типы технологий выщелачивания средствами гидрометаллургии:

- с механическим или воздушным перемешиванием пульпы (агитационное);
- просасыванием раствора через слой материала в чанах с ложным дном (перколяционное);
- с орошением на водонепроницаемых площадках (кучное);
- с подачей растворов реагентов в руду и сбор их для переработки (подземное).

Интенсификация гидрометаллургических процессов достигается повышением температуры при нормальном атмосферном давлении до 100 °С и повышением давления до 8 — 10 МПа в обычных установках и до 150 — 300 °С — в автоклавах.

Автоклавное выщелачивание ускоряет реакции в тысячи раз и позволяет совмещать окисление с выщелачиванием продуктов за счет подачи вместе с пульпой газов-реагентов (кислорода, диоксида серы, воздуха и др.).

7.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

Основным способом извлечения металлов из руд и концентратов является цианирование. В ряде случаев при переработке руд используют технологические схемы с амальгамацией. Для переработки упорных сульфидных руд применяются схемы обжига с цианированием огарков. Из растворов металлы извлекают цементацией, сорбцией на углях и ионообменных смолах. Для концентрированных растворов используют методы электролитического извлечения золота. До товарной чистоты продукцию доводят обработкой расплавленного металла химическими реагентами для отделения примесей, переплавкой с флюсами; растворением примесей кислотами или их смесью; электролизом.

Традиционная технология «смола в пульпе», используемая на золотоизвлекательных заводах, состоит в следующем: подготовка рудной пульпы, цианирование, сорбционное выщелачива-

ние золота на ионообменную смолу, десорбция и регенерация смолы.

Цементация позволяет осаждать медь на железном скрапе путем замещения железа медью в составе соли с последующей флотацией [метод Мостовича (СКГМИ)].

Осаждение целевого продукта сероводородом производится в автоклавах.

Сорбция используется в производстве урана, золота, меди и других металлов посредством концентрирования металлов на ионообменных смолах. Сорбенты концентрируют целевые продукты или на своей поверхности (абсорбция), или внутри сорбента (адсорбция). Сорбция может быть совмещена с выщелачиванием в пределах одной технологической установки.

Экстракция осуществляется нерастворимыми в воде органическими веществами (экстрагентами) — трибутилфосфатом, аминами, карбоновыми и фосфорорганическими кислотами и др., применяемыми обычно в виде раствора в керосине. Экстрагенты осаждают целевые продукты и позволяют выделить их из раствора. Скорость экстракции выше скорости сорбции.

Нейтрализация кислотами и щелочами применяется при необходимости дифференцированного удаления взвешенных веществ из раствора за счет образования нерастворимых соединений из растворимых. Для достижения требуемой степени осаждения перед отстаиванием и фильтрованием раствор обрабатывают также коагулянтами — солями алюминия или железа.

Мембранные процессы — электродиализ, электролиз, обратный осмос, ультрафильтрация — основаны на селективности мембран, т.е. пропускании катионитовыми мембранами положительных ионов, а анионитовыми — отрицательных в электрическом поле. При этом наряду с опреснением растворов соли и микроэлементы концентрируются в объеме до 10 % от исходного объема и выделяются в чистом виде.

Мембранный электролиз обеспечивает одновременно безреагентное умягчение вод и концентрирование микроэлементов с бактериологическим обеззараживанием воды.

Обратноосмотические установки очищают воду от солей жесткости и тяжелых металлов на 95 — 99 %. Основными преимущества электродиализа — отсутствие фазовых превращений и возможность многократного концентрирования солей в небольшом объеме.

Электрохимическая обработка в диафрагменном электролизере с электродиализным обессоливанием и одновременным концентрированием разлагает солевые системы на кислоту и щелочь (рис. 7.1, 7,2). Одним из основных недостатков электролиза является осадок труднорастворимых соединений $CaCO_3$, $Mg(OH)_2$, $CaSO_4$ в рассольных камерах, выводящий из строя мембраны и аппараты (рис. 7.3).

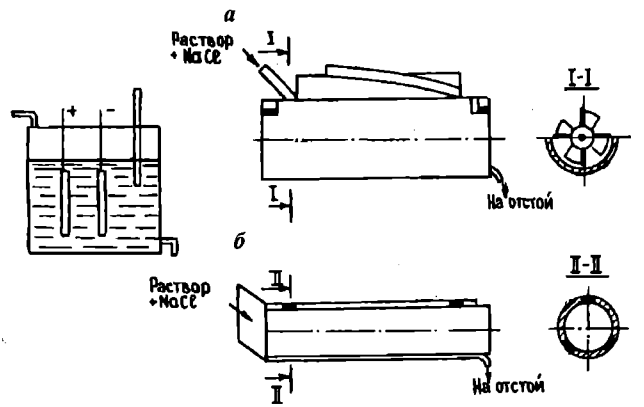


Рис. 7.1. Установка для извлечения металлов в электролизной ванне:
а — с вращающимися анодами; *б* — с неподвижным анодом

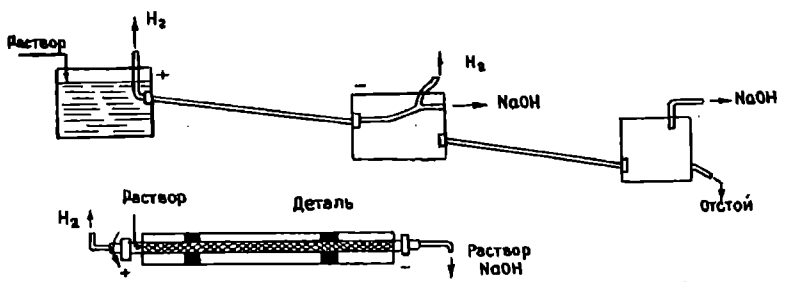


Рис. 7.2. Установка для извлечения металлов в электролизной ванне с отводом натрия в католит

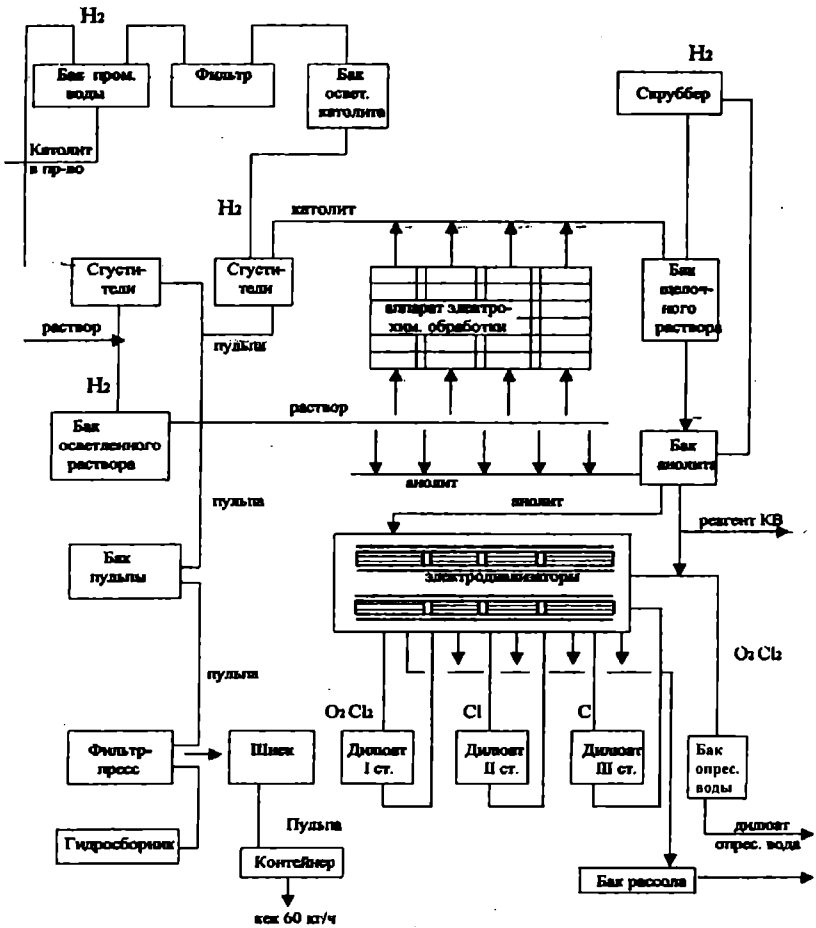


Рис. 7.3. Схема электрохимического извлечения металлов из растворов

Усиление взаимодействия минералов с реагентами достигается мелким измельчением руд до 1 — 5 мкм и менее (механическое активирование) или нагреванием с последующей закалкой, обжигом (термическое активирование), приводящими к разрушению кристаллической решетки и накоплению в ней дефектов. После отделения раствора и промывки хвостов на фильтрах или в сгустителях осаждают компоненты, мешающие последующим операциям.

7.3. ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ РАСТВОРОВ

Технологии переработки растворов позволяют сконцентрировать металлы в осадках и затем извлечь их в товарную форму.

При гидрометаллургическом переделе растворов процесс сорбции ведется в каскаде противоточных сорбционных колонн типа СНК. По завершении процесса сорбции осуществляется регенерация смолы, насыщенной золотоцианистым комплексом. Десорбция — это удаление сорбируемого ценного компонента из ионита. Регенерация — это восстановление сорбционных свойств ионита. Данные процессы можно совмещать (рис. 7.4).

В процессе десорбции содержание ценного компонента в ионите постепенно уменьшается до некоторого предельно допустимого значения, обеспечивающего получение сбросных по содержанию ценного компонента растворов. Эта емкость регенерируемого компонента называется остаточной, и она не должна превышать 10 — 20 % равновесной емкости сорбента в «хвостовом» сорбционном аппарате, а содержание элюирующего иона в регенерируемом ионите должно исключать попадание этих веществ в перерабатываемые продуктивные растворы в количествах, вызывающих депрессию поглощения ценного компонента.

Процесс регенерации ионита в гидрометаллургии золота состоит из стадий: отмывка от илов; цианистая обработка; отмывка от цианидов; кислотная обработка; сорбция тиомочевины; десорбция металла; отмывка от тиомочевины; щелочная обработка. Отмывка от илов осуществляется технической водой, цианистая обработка предназначена для очистки смолы от цианистых комплексов железа и меди.

Выделение чистых металлов в виде порошков, кристаллов или компактной формы из растворов производится электролизом или химическим восстановлением. Электрические методы интенсификации процессов в области добычи редких и благородных металлов направлены на интенсификацию процессов сорбции и десорбции металлов при переделе растворов выщелачивания. Электрический ток может быть эффективен при сорбционном выщелачивании в технологии «смола в пульпе», в частности при извлечении золота из хвостов флотационного обогащения руд.

Использование переменного электрического тока позволяет осуществлять глубокую очистку ионитовой смолы от примесей, повышать ее сорбционную емкость по золоту и интенсифицировать процесс десорбции на 20 — 30 %. Электрическое воздействие на процесс десорбции в сравнении с традиционной технологией позволяет очищать ионитовую смолу АМ-2Б от железа, цинка, никеля, кобальта, меди эффективнее в 2,5 — 3,0 раза.

Сорбционное выщелачивание золота было применено в системе бывш. Минсредмаша СССР благодаря созданию уникального по сочетанию механических и сорбционных свойств сорбента в ВНИИХТ и ВНИПИПТ.

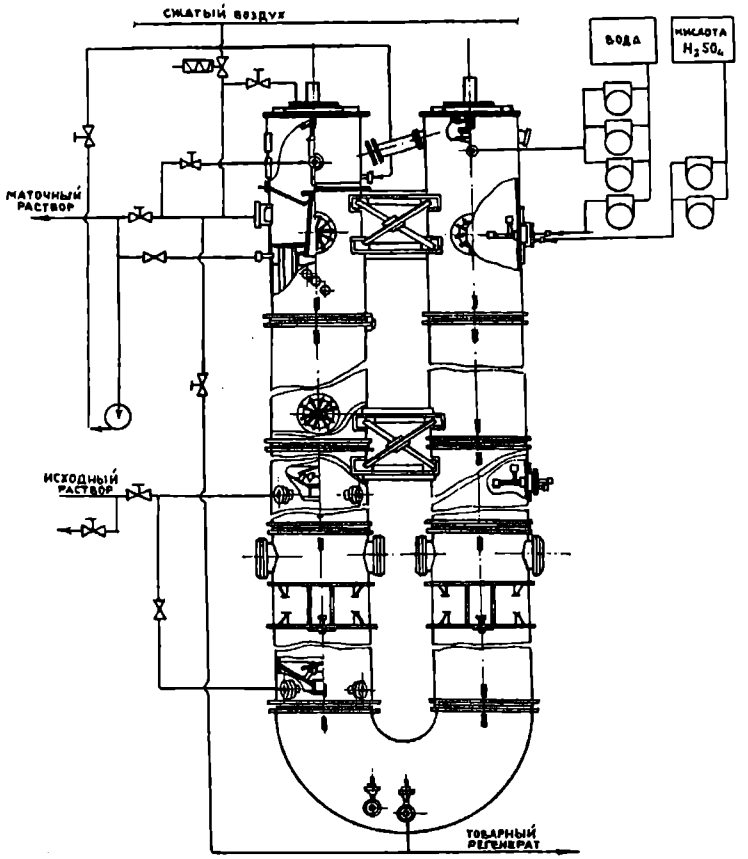


Рис. 7.4. Сорбционно-десорбционная колонна

7.4. КОМБИНИРОВАНИЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Комбинирование гидрометаллургических технологических процессов позволяет эффективно отрабатывать недоступные для традиционных технологий месторождения (рис. 7.5).

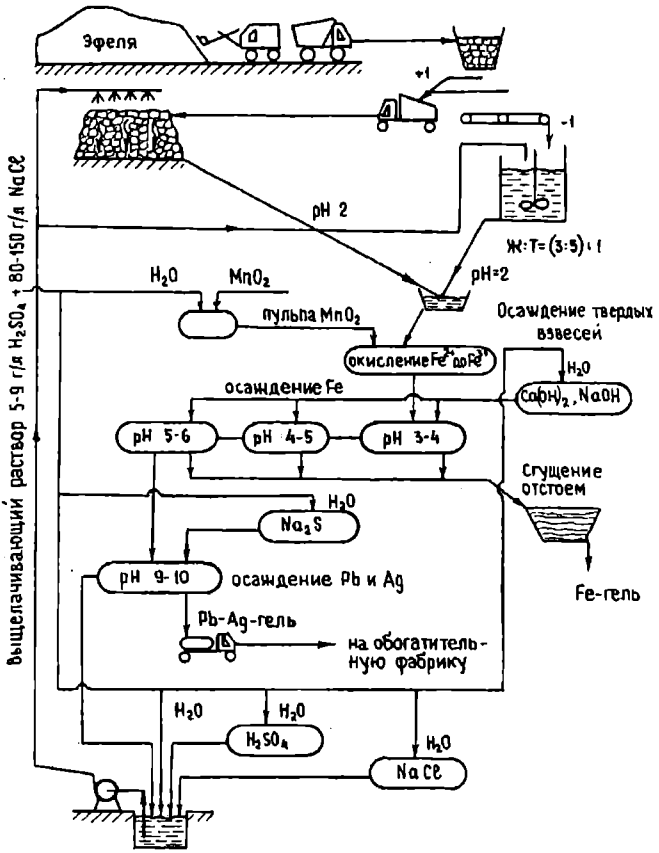


Рис. 7.5. Технологическая схема гидрометаллургической добычи металлов

Гидрометаллургия по сравнению с пирометаллургией обеспечивает возможность полного и комплексного извлечения полезных компонентов, экологическую безопасность, меньшую стоимость, но требует повышенных затрат на обессоливание оборотных и сбросных вод.

ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МОРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава

8

Истощение топливной минерально-сырьевой базы на континентальной части планеты, ее перераспределение в сторону руд бедных и убогих по содержанию полезных компонентов месторождений на суше континентов вызывает необходимость применения специальных методов для отработки запасов морей и океанов.

Разработка морских месторождений — система организационно-технических мероприятий, обеспечивающих извлечение полезных ископаемых, преимущественно жидких и газообразных углеводородов, из месторождений под дном рек и океанов.

Морская физико-техническая геотехнология — горная наука о способах и взаимосвязях процессов извлечения полезных ископаемых со дна и недр Мирового океана.

Разработка поверхностных месторождений шельфа и ложа океана производится через водную толщу. Поверхность шельфа занимает 19 % площади суши и океана. Например, в железомарганцевых конкрециях донных отложений Тихого океана запасы марганца оцениваются в $2{,}4 \cdot 10^{11}$ т, кобальта — $2{,}8 \cdot 10^{9}$ т, никеля — $9{,}4 \cdot 10^{9}$ т, меди — $5{,}3 \cdot 10^{9}$ т. На шельфе располагаются россыпные месторождения тяжелых металлов.

Разработка месторождений недр Мирового океана осуществляется подземными горными выработками и буровыми скважинами. Добыча из коренных месторождений отличается от аналогичной добычи на суше незначительно. Для подводных шахт стволы закладываются на суше, поэтому выработки вскрытия имеют протяженность несколько километров. Иногда вскрытие шахтных полей осуществляют стволами с искусственных островов (шахта «Майке», Япония). Глубина заложения горных выработок под дном обычно бывает не менее 60 м. Разработка месторождений ведется чаще всего с закладкой пустот твердеющими смесями.

8.1. ИСТОРИЯ МОРСКОЙ ДОБЫЧИ

В 11 в. до н. э. финикийцы добывали сырье для производства пурпурной краски из отложений морских ракушек. В 6 в. до н. э. на островах Полинезии разрабатывали коралловые рифы для получения строительных материалов. В 3 в. до н. э. в районе пролива Босфор добывали медную руду с небольших глубин. В конце XIX в. началось освоение россыпей золота, ильменита, рутила, циркона, монацита на побережье Австралии, Бразилии, Индии. В XX в. из морских россыпей Индонезии добывали олово, а в 1963 г. — алмазы на шельфе Юго-Западной Африки. В начале 60-х гг. в Японии добывали железную руду. В СССР в 1966 г. на шельфе восточной части Балтики добывали титано-циркониевые концентраты.

Россыпи на дне морей и водоемов разрабатывают преимущественно многочерпаковыми, гидравлическими и грейферными драгами. Для разработки железомарганцевых конкреций используют драги с гидравлическим подъемом (эрлифт) и ковшами на бесконечном тросе. В 1973 г. свыше 70 дражных предприятий добывали из россыпей шельфа около 120 — 130 млн $м^3$ горной массы. Добыча оловянных концентратов из морских россыпей достигала 10 % от мирового объема добычи олова без СССР, а стоимость добытых алмазов в отдельные годы превышала 3 % от общей стоимости добываемых алмазов. Горные работы на шельфе затрудняются колебанием водной поверхности, заилением выработок на дне моря, размывом отвалов, а также необходимостью поддержания устойчивости береговых линий.

Процессы подземной добычи из коренных месторождений морского дна по методам выемки руд полезного ископаемого отличаются от добычи на суше незначительно. На большинстве подводных рудников стволы закладывают на суше, вследствие чего откаточные выработки имеют большую протяженность. Вскрытие шахтных полей стволами нередко производят с искусственных островов (шахта «Майке», Япония). Глубина заложения горных выработок под дном, гарантирующая их от затопления, не превышает 65 — 80 м. Разработка морских месторож-

дений ведется с закладкой выработанного пространства. В конце XIX в. эксплуатировалось до 60 угольных шахт в Японии, Великобритании, Турции, на о. Тайвань, две железорудные шахты в Финляндии и Канаде, два оловянных рудника в Великобритании и СССР.

Наибольший объем морской добычи приходится на добычу нефти и газа. Перспективной является также добыча твердых полезных ископаемых геотехнологическими методами. Например, годовая добыча серы подземной выплавкой из месторождений Мексиканского залива уже в 1973 г. превышала 600 тыс. т.

Из морской воды в течение года извлекают 48 млн км^3 химического сырья, в т. ч. около $2 \cdot 10^{16}$ т натрия, около $2 \cdot 10^{15}$ т магния, около $1{,}3 \cdot 10^{14}$ т брома. Технология извлечения химических элементов из морской воды предусматривает их концентрацию, а затем получение в виде соединений.

История морской добычи нефти начинается 20-ми годами XIX в., когда в районе г. Баку в 20 — 30 м от берега сооружали изолированные от воды колодцы, из которых черпали морскую нефть. Первый морской нефтепромысел появился в 1924 г. около г. Баку, где бурили скважины в море с деревянных островков, которые позднее стали крепить стальными сваями. Основания для бурения скважин с целью разработки морских нефтяных месторождений стали создавать в СССР в начале 30-х годов XX в. В начале 50-х гг. широкое применение на Каспии получил эстакадный способ добычи нефти. В 1984 г. более 40 государств уже добывали нефть и газ со дна морей и океанов и более 140 — осуществляли их поиски.

По технологическим приемам и использованию механизмов частным случаем морской технологии является широко применяемое драгирование донных отложений водоемов.

Землесосный снаряд — плавучая землесосная установка, предназначенная для выемки полезных ископаемых и пород из-под воды и транспортирования пульпы на обогатительную фабрику, в отвал или на места возведения намывных насыпей (дамб, плотин, планировки территорий и т.д.). Имеет грунтозаборное

устройство, всасывающее грунт непосредственно при работе землесоса или после его предварительного рыхления механическим или гидравлическим (напорной струей воды) способом.

Драга, в отличие от землесосного снаряда, является не только плавучим выемочно-транспортным, но и обогатительным комплексом, оснащенным рабочим органом для добычи полезных ископаемых из-под воды, промывочно-обогатительными агрегатами для их первичного обогащения и транспортно-отвальным оборудованием для укладки отходов обогащения в отвал.

8.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫЧИ

Отличительной особенностью морских месторождений является отсутствие геологических границ рудных образований, которые характеризуются постепенным снижением содержания полезных компонентов.

Вскрытие, подготовку месторождений и извлечение полезных компонентов осуществляют через скважины, пробуренные с плавучих средств.

Технология включает в себя процессы: вскрытие технологическими скважинами по сети (30 ÷ 35) (10 ÷ 15) м; бурение наблюдательных скважин; подготовку пластов (гидроразрыв, закисление и т.д.); собственно извлечение газа и нефти; рекультивацию недр, включающую нейтрализацию остаточных растворов или их вытеснение из отработанного объема.

Преимуществом морских геотехнологий является то, что во многих случаях присутствие водных потоков и состояние массивов позволяют провести в процессе выемки первичное обогащение полезных минералов или их агрегатов (рис. 8.1).

Разработка залежей осуществляется эксплуатационными блоками, представляющими собой системы подающих и откачных скважин. Извлечение компонентов осуществляется на перерабатывающих установках на месте или в заводских условиях.

Такая технология выемочных работ получила название *придонное* обогащение. Металлоносные конкреции имеют размеры

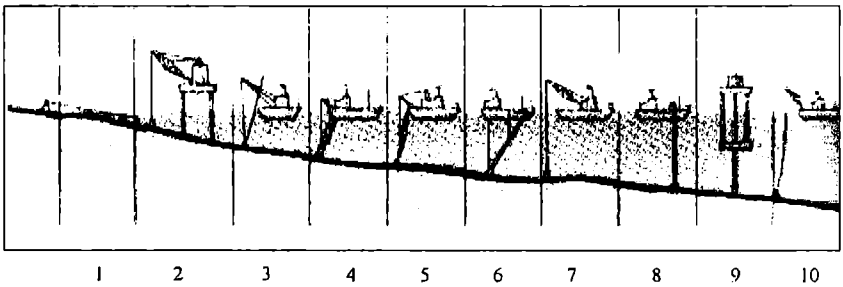


Рис. 8.1. Способы добычи полезных ископаемых со дна моря:
1 — подводные установки; *2* — платформы на сваях; *3*, *4* — многочерпаковые драги; *5* — земснаряд с режущей головкой; *6* — земснаряд всасывающего типа; *7* — грейферные драги; *8* — эрлифтные и эжекторные драги; *9* — платформа с добычным оборудованием; *10* — драги-драглайны

от 5 до 50 м, поверхностную плотность до 30 кг/м^2 и залегают на поверхности иловых отложений на глубине 3000 — 6000 м. Применение обычных средств выемки, не учитывающих особенностей океанических месторождений, привело бы к необходимости забора пород с каждого 1 м^2 поверхности практически 2 т отложений, подъема их с большой глубины, а затем к возврату практически тех же объемов породы на те же глубины. Разрабатываемые в ряде стран выемочные машины для таких условий используют классификационные принципы выемки, например грохочение гранул при выемке и др.

Подготовка к разработке месторождений включает стадии: строительство платформ и островов; бурение с них скважин различного назначения; монтаж трубопроводов, соединяющих платформу с берегом; строительство береговых установок по перегонке и хранению нефти; строительство накопительных и погрузочных установок.

Новым направлением морской добычи нефти является создание подводных комплексов, на которых созданы условия для работы операторов. На судах снабжения устанавливается оборудование для проведения водолазных и других работ.

Комплекс технологий разработки включает в себя выполнение поисково-разведочных работ, бурение скважин, строительство надводных и подводных сооружений для добычи, сбора и транспортировки нефти и газа, увязанных во времени и в про-

странстве. Рабочие скважины диаметром до 200 мм обсаживают трубами, предусматривающими возможность управления процессом (очистка от загрязнения, фильтрация нефтяных и газовых потоков, интенсификация процесса нагнетанием воды и воздуха, рекультивация путем заполнения пустот водой и т.п.). Нефть и газ изливаются из недр самостоятельно или с помощью технических средств интенсификации процесса.

В арктических условиях добыча нефти и газа зависит от ледовой обстановки и глубины моря. Способы бурения скважин: с плавучего судна, со льда, с установленной на дне платформы. В Канаде со льда бурят на глубину до 300 м. Ежегодно на шельфе бурится до 900 — 950 поисково-разведочных скважин суммарной длиной около 3 млн м и 1850 эксплуатационных скважин — 4,4 — 4,7 млн м.

В России разработаны технологии добычи железомарганцевых конкреций. В основе первой технологии — отдельная машина для сбора конкреций, их отмывки от вмещающих пород. Собранные конкреции по вертикальному трубопроводу системой грунтовых насосов поднимают на судно, а отработанную воду, поднятую из придонных слоев, вместе с не выделенной из пульпы минеральной массой необходимо во избежание экологических нарушений закачивать в глубокие воды океана. Подобные решения в различных вариациях предлагались и в других странах. Эффективность такой технологии определяется полнотой сбора конкреций с поверхности дна, качеством отмывки их от ила придонных слоев и устойчивостью конкреций при подъеме.

Альтернативной является вторая технология, основанная на использовании ленточно-конвейерной системы подъема. Эта технология отличается тем, что сетчатые ковши-конвейеры, двигаясь в одном направлении, осуществляют через боковую открытую грань снятие конкреций с поверхности за счет подпиливания верхнего слоя при движении судна в перпендикулярном направлении. Результаты экспериментов в Балтийском море, а также в Канарской котловине на глубине 3500 м подтвердили реальность такого способа сбора конкреций и их отмыва от вмещающих пород. Тем самым была доказана возможность доста-

точно полного извлечения запасов океанических месторождений рассматриваемого типа.

В зависимости от горно-геологических и гидрометеорологических условий, глубины разработки и вида полезного ископаемого применяются различные технические средства и способы подводной добычи. Россыпи разрабатываются преимущественно многочерпаковыми, гидравлическими и грейферными драгами. Для разработки железомарганцевых конкреций используют драги с гидравлическим подъемом (эрлифт) и ковшами, закрепляемыми на бесконечном тросе.

Дражная разработка — совокупность работ, выполняемых для извлечения полезных ископаемых из обводненных месторождений специальной установкой — драгой. При драгировании россыпей различают системы: с одинарным забоем; со смежными забоями; с оставлением целиков (продольная и поперечная). Способы выемки различаются последовательностью и порядком извлечения сырья. Распространение получил слоевой способ выемки, при котором наполнение черпаков регулируется в зависимости от характера пород и содержания ценного компонента и появляется возможность раздельно вынимать пустые породы и продуктивное сырье.

Многочерпаковые драги для разработки запасов морского дна отличаются конструкцией маневрового и транспортно-отвального оборудования. При работе в открытом море передвижение и маневрирование драги осуществляется посредством канатно-якорного устройства, а наличие достаточных отвальных емкостей обеспечивает возможность самотечного транспортирования и свободного размещения отходов промывки в выработанном пространстве.

Для драгирования месторождений морского дна перспективны канатно-ковшовые драги, оснащенные грейферами или драглайнами. При разработке россыпей используют землесосные, гидро- и пневмовсасывающие драги. Землесосные драги работают при глубине разработки до 30 м, хотя специальные модели работают на глубине до 80 м. Землесосная драга с погружными насосами обеспечивает экономически выгодную разработку месторождений морского дна на глубине до 1200 м.

Разработка тяжелых гравелистых пород в условиях глубоководного грунтозабора осуществляется драгами с эрлифтами.

8.3. ПЕРСПЕКТИВЫ МОРСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ

В осадочной толще Мирового океана разведано около 1000 месторождений энергоносителей. Большая часть добычи полезных ископаемых приходится на континентальный шельф. Нефте- и газоносными считаются также континентальный склон и океаническое ложе. Более 500 залежей разрабатываются у берегов США, около 100 — в Северном море, более 40 — в Персидском заливе.

Прогнозные ресурсы нефтепродуктов в Мировом океане превышают 300 млрд т в нефтяном эквиваленте (1 т нефти = 1200 $м^3$ газа), что составляет около половины нефтяных запасов всей планеты. Запасы в недрах шельфов и материковых склонов оцениваются в 230 млрд т нефти и 200 трл $м^3$ газа. Концентрация нефти в разных районах планеты существенно различается (рис. 8.2).

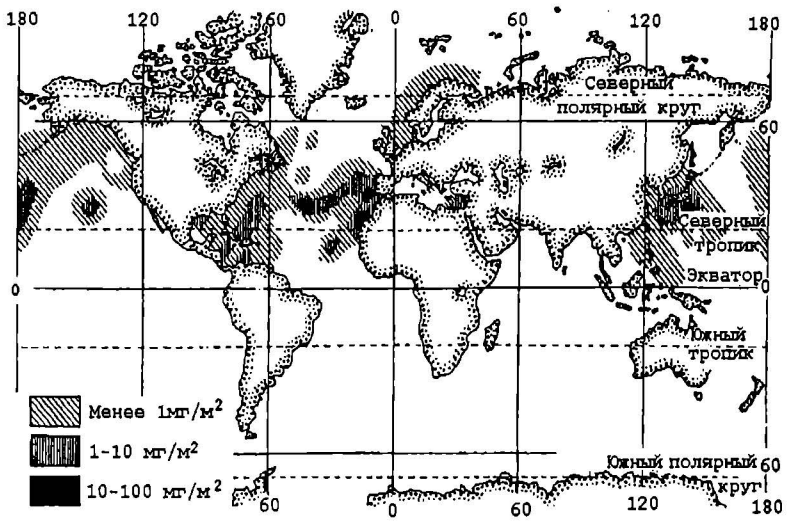


Рис. 8.2. Концентрация нефтяных агрегатов в Мировом океане

В СНГ крупным нефтедобывающим районом является Каспийское море. Районы мировой морской нефтедобычи: Персидский залив, Венесуэльский шельф, Мексиканский и Гвинейский заливы, шельф Аляски, Калифорнийский залив. Особое значение приобретает Северное море, где в течение одного лишь десятилетия прошли стадии поиска и разведки и началась эксплуатация месторождений.

Главным преимуществом морских геотехнологий является то, что во многих случаях присутствие водных потоков и состояние массивов позволяют произвести в процессе выемки первичное обогащение полезных минералов или их агрегатов.

Технологии имеют практически неисчерпаемые перспективы развития, так как Мировой океан занимает 2/3 поверхности Земли, а технические возможности горняков увеличиваются в нарастающей прогрессии. Со временем проявляется тенденция увеличения затрат на морскую добычу, так как осваиваемые месторождения располагаются в суровых для работы условиях. Мировые цены на нефть оказывают определяющее влияние на мировую экономику, так как органическое топливо пока еще пользуется приоритетным спросом.

Наибольший промышленный интерес представляют месторождения непосредственно дна континентального шельфа России, площадь которых превышает 6 млн км^2, и в первую очередь месторождения морских россыпей.

Проблемы разработки арктического шельфа включают разведку месторождения, добычу сырья, его обработку и транспортировку. При сегодняшних ценах на нефть и газ широкомасштабная разработка месторождений арктического шельфа пока еще не является выгодной, но по мере исчерпания более доступных месторождений задача эта станет более актуальной.

Акватория Северного Ледовитого океана может стать крупнейшей нефтегазоносной провинцией на земле. На одном только Штокмановском газоконденсатном месторождении в Баренцевом море можно добывать в год 50 миллиардов кубометров газа. Для сравнения: на богатом Ковыктинском месторождении до-

бывается 25 млрд $м^3$/год, на Заполярном месторождении в Ямало-Ненецком автономном округе — 32 млрд $м^3$/год.

Штокмановское месторождение расположено в 600 км от Кольского полуострова, где глубина моря 360 м. Акватория Баренцева моря известна суровыми климатическими условиями, например температура воды редко поднимается выше 9 °С. Для добычи нефти и газа из земных недр в холодных регионах северных морей необходимы наземные и подводные опорные пункты.

В ближайшей перспективе акватория Северного Ледовитого океана может стать крупнейшей нефтегазоносной провинцией на земле. Под толщей океанской воды и льдом локализовано 100 млрд т условного топлива.

Для того чтобы извлечь нефть и газ, предполагается строить в холодных глубинах северных морей города, где будут жить и работать люди. С плавучих кранов на дне установят опорные плиты. Эти сооружения станут пристанями и фундаментом для дальнейших работ. К ним причалят подводные буровые суда с бурильными установками, которыми будут управлять дистанционно. Технические возможности установки позволят бурить скважину на глубину 3500 м от дна океана. Закачивающие станции станут подавать газ в модуль обработки, а затем в газопровод. Конденсат от газа будут закачивать в подводные танкеры с терминала. Станция сможет самостоятельно погружаться, всплывать и маневрировать, как подводное судно. Под водой такой аппарат через стыковочные узлы стыкуется с трубопроводом и перекачивает газ на берег. Одна станция сможет перекачать за год 25 млрд $м^3$ газа. Стоимость одной такой станции, по оценкам ученых, может составлять около 60 млн дол. США.

Перспективы морских технологий на шельфе обусловливаются их преимуществами по сравнению с разработкой месторождений на суше: строительство дражных и других технических судов на крупных судостроительных заводах исключает строительно-монтажные работы; уменьшаются объемы по вскрытию месторождений; исключается строительство подъездных путей,

линий электропередачи и жилых поселков, а также отпадает необходимость отчуждения сельскохозяйственных земель и последующей их рекультивации.

Горные работы на шельфе затрудняются наличием волнений на водной поверхности, заилением выработок на дне моря, размывом отвалов, выемкой пород и их сбросом в среду жизнедеятельности морской фауны и флоры, а также необходимостью поддержания устойчивости береговых линий.

Основные направления освоения шельфа включают в себя разработку методов геологических поисков и опробования морских россыпей, научных основ технологии подводной добычи без ущерба для водных организмов и создание механизмов, производящих добычу и обогащение полезных ископаемых на всех глубинах.

С середины XIX в. из маточных рассолов поваренной соли во Франции начали получать бром. С 30-х годов XX в. начато промышленное извлечение из морской воды магния. Уже в 1970 г. в СССР, США, Великобритании и других странах работало свыше 100 предприятий по добыче хлористого натрия из морской воды с объемом производства свыше 10 млн т, магния 300 тыс. т и брома 75 тыс. т.

Схема получения магния из морской воды включает в себя трубопровод для подачи морской воды, распределительный резервуар, устройство для гидрообработки, вторичный реактор, третичный реактор, первичный загуститель, емкость для хранения пресной воды, промывную установку, вакуум-фильтр, винтовой транспортер, емкость для хранения концентрата $Mg(OH)_2$, устройство для гидрообработки пресной воды, а также роторные сушильные печи.

Концентрация химических элементов в морской воде низкая, поэтому их извлечение пока нерентабельно. Перспективы этого направления связаны с увеличением объемов опреснения морской воды. Из получаемых при этом попутных рассолов химические элементы можно эффективно извлекать на установках по адсорбционному обмену и экстракции.

8.4. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ РЕСУРСЫ МОРЯ

На морском дне хранятся огромные запасы метана в связанном виде — в форме твердых гидратов. Образование гидратов метана, т. е. его соединений с водой, происходит под воздействием высокого давления и низкой температуры океанских глубин. Там, где океаническая плита уходит под континентальную, возникают зоны сжатия, которые выдавливают наружу метан, образующийся в толще органических отложений. Метан на морском дне является продуктом разложения органической материи и имеет нетермогенное происхождение.

Метан — не только ценный энергоноситель, но и один из главных виновников глобального потепления. Он — третий по значимости парниковый газ. Важным источником метана являются океаны и периферийные моря. В этих гидратах заключено около 50% всего имеющегося на Земле углерода.

Поиски гидратов метана ведутся в самых различных районах Мирового океана и с привлечением самой современной техники. Между известковыми глыбами, возникшими на дне в результате геохимических и тектонических процессов, происходит истечение метансодержащих жидкостей.

Источником метана в Охотском море, как и во многих других периферийных морях, являются гидраты. Охотское море более девяти месяцев в году покрыто льдом и поднимающийся со дна метан удерживается этим ледяным покровом. Весной, когда лед начинает таять, в атмосферу в считанные недели уходят огромные массы метана.

Из 1 $м^3$ гидрата, извлеченного с морского дна, выделяется 164 $м^3$ газообразного метана. Залежи метана на дне морей и океанов обладают вдвое большими энергоресурсами, чем все прочие ископаемые энергоносители вместе взятые, т.е. около 10 тыс. млрд т. По экономическим соображениям метан, добываемый со дна моря, пока не может конкурировать с природным газом, добываемым традиционными методами.

Залежи гидратов располагаются на крутых склонах, на глубинах от 300 до 1000 м в геологически-активных регионах. Ши-

рокомасштабная разработка месторождений может вызвать подводные оползни и разрушительные приливные волны — цунами.

Чтобы получить газообразный метан из твердых газогидратов, их нужно расплавить, т.е. нагреть. Для этого предусматривают прокладку специального трубопровода с двойной стенкой с платформы на поверхности моря до залежей газогидратов. По внутренней трубе будут подавать морскую воду, нагретую до 30 — 40 °С, к месторождению газогидратов. Те станут плавиться с выделением газообразного метана, который вместе с водой будет подниматься по внешней трубе к платформе. Там метан отделяется от воды и подается в цистерны или в магистральный трубопровод, а теплая вода будет снова закачиваться к залежам газогидратов.

При использовании такой технологии количество выработанной энергии в 40 раз превысит то количество, которое придется затратить на добычу. Метан — один из самых вредоносных для климата газов. Если степень воздействия углекислого газа на климат принять за единицу, то парниковая активность метана составит 23 единицы. По мере исчерпания доступных месторождений задача освоения морских технологий становится все актуальнее.

ТЕХНОЛОГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ

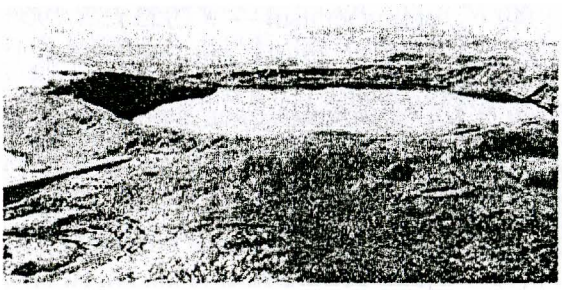
Глава
9

9.1 ЭТАПЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГИИ

Ядерный взрыв — взрывное явление, вызванное выделением внутриядерной энергии. Энергия взрыва достигает десятков мегатонн тротилового эквивалента. К ядерным реакциям относят деление тяжелых ядер и синтез легких ядер, приводящие к термоядерному взрыву.

Это — уникальное физическое явление, способ мгновенного выделения колоссального количества энергии по отношению к массе и объему самого устройства (рис. 9.1).

а



б

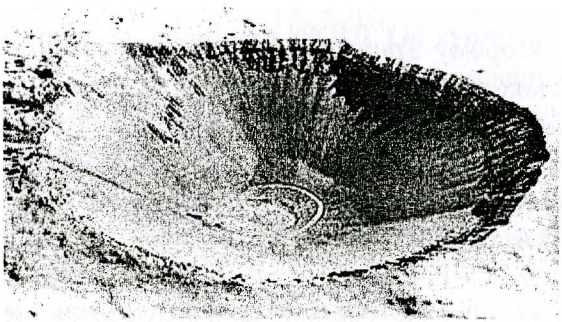


Рис. 9.1. Форма воронок, образованных ядерным взрывом:
а — в США; *б* — в СССР

В 1957 г. Комиссия по атомной энергии США приняла научно-техническую программу «Plowshare» по мирному использованию ядерных взрывных технологий (ЯВТ). Первый мирный ядерный взрыв по этой программе — «Гном», мощностью 3,4 кт — был проведен на Невадском испытательном полигоне в 1961 г., а 15 января 1965 г. взрыв на выброс грунта мощностью около 140 кт, проведенный на территории Семипалатинского испытательного полигона, открыл советскую «Программу № 7».

Последний советский мирный ядерный взрыв «Рубин-1» был произведен в Архангельской области в 1988 г. За это время в СССР было проведено 115 подобных взрывов (в России — 81, в Казахстане — 29, Узбекистане и на Украине — по 2, в Туркмении — 1). Средняя мощность используемых при этом устройств составила 14,3 кт, а без учета двух самых мощных взрывов (140 и 103 кт) — 12,5 кт.

Ядерный взрыв впервые осуществлен в США в 1945 г.; в СССР — в 1949 г., термоядерный — в 1953 г. В 1966 — 1985 гг. в США произведено 563 ядерных взрыва, из них 15 в мирных целях, в СССР — 449, из них 120 в мирных целях.

Основы атомного проекта СССР были заложены в 1942 — 1945 гг. Первый этап начинается с Распоряжения ГКО № 2352 от 28 сентября 1942 г. «Об организации работ по урану». На этом этапе решающую роль сыграли данные разведки. Итогом первого этапа было осознание важности и реальности создания атомной бомбы.

Начало второму этапу положили американские бомбардировки японских городов Хиросимы и Нагасаки в 1945 г. В СССР были приняты чрезвычайные меры для форсирования работ по атомному проекту. На Специальный комитет, помимо ключевой задачи организации разработки и производства атомных бомб, была возложена организация деятельности по использованию атомной энергии в СССР: научно-исследовательские работы, разведка месторождений урана и организация его добычи, создание атомной промышленности, атомных энергетических установок и атомного приборостроения.

Важнейшей составной частью урановой проблемы были усиленные поиски месторождений урана и организация его добычи. Эта задача была поставлена специальным Постановлением Государственного Комитета Обороны 1942 г.

К этому времени в СССР было известно пять месторождений с запасом около 500 т урана. Эти месторождения и послужили базой, с которой начала свое развитие урановая промышленность Советского Союза. Общие мировые запасы урана оценивались в то время в 12 000 — 15 000 т, в том числе в Европе — 1000 т (Рудные горы в Чехословакии, Корнуолл в Великобритании), в Африке — 3000 т (Шинколобве в Бельгийском Конго), в Северной Америке 9000 т (6000 т — Медвежье озеро в Канаде и 3000 т — Плато Колорадо в США).

На 1 января 1955 г. запасы урана в СССР составляли уже 28 000 т в 27 месторождениях. В этот период было выявлено также более сотни мелких месторождений, которые в результате отработки оказались неэффективными для добычи урана. Наибольшее число месторождений было выявлено в Узбекистане, Казахстане и Киргизии.

В итоге десятилетней деятельности в СССР и странах Восточной Европы было открыто, разведано и передано в эксплуатацию более 50 месторождений урана с общими запасами 84 000 т, что послужило устойчивой базой для реализации атомного проекта.

В 40-е годы наиболее активное участие в организации работ по Атомному проекту принимал НКВД. Он курировал весь комплекс работ — от добычи урана до получения ядерных материалов — высокообогащенного U-235 и плутония. В систему НКВД входило Главное управление лагерей горно-металлургических предприятий. Направлениями работ, которые курировал НКВД, были радиационная биология, ядерная физика, получение радиоактивных изотопов.

В системе этого управления работали такие видные ученые, как члены-корреспонденты АН СССР физики-теоретики Д.И. Блохинцев, А.И. Лейпунский, академик АМН Л.А. Булдаков, про-

фессора С.А. Вознесенский, Н.В. Тимофеев-Ресовский. Главпромстрой НКВД под руководством заместителя начальника ПГУ А.В. Завенягина отвечал за строительство основных предприятий отрасли.

В середине XX в. в нашей стране впервые в мире была создана атомная электростанция. С 1954 г. АЭС обеспечивают около 18 % мирового производства электроэнергии. В России 29 энергетических ядерных реакторов вырабатывают до 13 % электроэнергии в энергетическом балансе страны. Во Франции так получают 75 — 80 % энергии.

СССР обладает приоритетом в области создания первой в мире подземной атомной станции (ПАС). В 60-е годы в целях повышения обороноспособности страны была построена Красноярская ПАС (для производства оружейного плутония).

9.2. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Из 115 мирных ядерных взрывов 39 были выполнены с целью глубинного сейсмозондирования земной коры для поиска полезных ископаемых, 25 — для интенсификации нефтяных и газовых месторождений, 22 — по созданию подземных емкостей для хранения газа и конденсата, 5 — для гашения аварийных газовых фонтанов, 4 — для создания искусственных каналов и водохранилищ, по 2 — для дробления руды в карьерных месторождениях, для создания подземных емкостей — коллекторов для удаления токсичных отходов химических производств и для сооружения насыпных плотин, 1 — для предотвращения горных ударов и газовых выбросов в подземных угольных выработках, 13 — для исследования процессов самозахоронения радиоактивных веществ в центральной зоне взрыва.

Ядерные взрывы широко используют при сооружении емкостей для хранения нефти и природного газа и подземного захоронения промышленных высокотоксичных отходов.

Подземные камуфлетные ядерные взрывы создают полости и зоны разрушения горных массивов без нарушения поверхно-

сти земли и без выхода радиоактивных продуктов взрыва в атмосферу. В СССР так подготовлено к выщелачиванию несколько урановых месторождений.

Научно-технической основой ядерных взрывных технологий являются физические законы протекания взрывных процессов под землей: механическое и сейсмическое действие взрыва, распространение ударных волн, безопасность взрыва, особенно — радиационная, моделирование крупномасштабных взрывов, параметры волновых полей взрыва, связанных с энергией взрыва и свойствами горных пород, и др.

Использование ядерного подземного взрыва для дробления массива апатитовой руды впервые в СССР осуществлено специалистами ВНИИпромтехнологии. В основе предложения лежит известное в теории и практике распространения ударных волн явление отражения фронта ударной волны от границы раздела сред с резко различающимися значениями плотностей. Совместное действие прямой и отраженных волн обеспечивает разделение твердого вещества на мелкие фрагменты. Организовать необходимую границу раздела можно, изготовив отрезную щель в породе, которая отделяла бы дробимый блок от остальной части рудного тела и представляла собой воздушную прослойку. После оконтуривания блока щелями и создания источника сильной ударной волны можно за миллисекундные промежутки времени раздробить горную породу до состояния, пригодного для извлечения на дневную поверхность с минимальными затратами на дробление крупных кусков.

В ходе экспериментального освоения технологии дробление рудного массива оказалось весьма эффективным: в первом опыте было раздроблено около 125 000 $м^3$ лопарита, во втором — более 560 000 $м^3$. Затраты на выполнение этой работы обычным способом были бы намного больше.

Доля использования ядерных зарядов при взрывах для интенсификации нефте- и газодобычи превысила 75 %, а для образования подземных емкостей достигает 90 %.

Глубинное сейсмозондирование с использованием ядерных взрывов в качестве сейсмоисточника основано на использова-

нии мощного сейсмосигнала, отраженного от соответствующих пластов земной коры. Дальность регистрации сигнала от ядерного взрыва достигает 700 км, в то время как от обычного взрыва с химическим ВВ всего лишь 20 км. При проведении ядерных взрывов на газовых месторождениях Урта-Булак, Памук, Тахта-Кугульта, «Совхозное» и на Осинском нефтяном месторождении проводилась регистрация сейсмических сигналов при различном удалении от места взрыва. В результате исследований получены сведения о глубинном строении районов. С 1971 по 1988 год было проведено 39 подземных ядерных взрывов на 14 профилях ГСЗ суммарной протяженностью 70 000 км. Они подтвердили наличие газовых и газоконденсатных месторождений, что определило большой экономический эффект применения ядерных взрывов в этих целях.

Подземные ядерные взрывы на выброс по сравнению с камуфлетными взрывами сложнее по обеспечению радиационной безопасности. Исследование вопросов применения ядерных взрывов на выброс показало техническую возможность и экономическую целесообразность их использования для создания водоемов. Только для засушливых районов Казахстана требовалось создать до 40 водоемов общим объемом до 120 — 140 млн $м^3$, плотин для энергетики и орошения, каналов для переброски части стока крупных северных рек на юг в целях восстановления уровня и предотвращения засоления Каспийского, Аральского и Азовского морей. Для аккумуляции весенних стоков в долинах рек оказалось возможным создать емкости в виде глубоких воронок, способных принимать до 3 — 5 млн $м^3$ воды.

С учетом особенностей применения ядерных взрывов запроектирован взрыв с выбросом грунта на реке Чаган в Семипалатинской области. Основным элементом водоема являлась глубокая воронка, которая создавалась с помощью ядерного взрыва на выброс. В образованном взрывом навале затем прокладывался канал, соединявший русло реки с воронкой. Взрыв был проведен в 1965 г. Породы навала перекрыли реку, образовав взрывонабросную плотину. Внешний водоем использовался для разведения рыб и водопоя скота.

В 1968 г. на Семипалатинском полигоне был проведен промышленный взрыв «Телькем», целью которого было изучение экскавационного действия ядерного взрыва в целях прокладки канала. В результате взрыва образовалась выемка в виде траншеи длиной 140 м, шириной 60 — 70 м и глубиной 16 м.

Работы по созданию траншейной выемки в условиях заболоченной местности проводились в Пермской области на трассе Печоро-Колвинского канала. Необходимость строительства такого канала обусловливалась значительным понижением уровня Каспийского моря (с 1935 по 1970 г. — на 2,5 м). Экскавационные ядерные взрывы были экономически оправданными, если мощность одиночного заряда превышала 10 кт.

Выход радиоактивных продуктов подземного ядерного заряда наружного действия в атмосферу пытались снизить, предотвращая раскрытие «купола» во время взрыва. Первый путь — заложение заряда на склоне горы в каньоне, когда порода скатывается по склону и образует плотину, или же на ровной поверхности при помощи взрыва на вспучивание, когда нераскрывшийся купол горных пород после падения образует навал за счет разрыхления пород. В этих целях в 1974 г. был проведен взрыв «Лазурит» в урочище Муржик Семипалатинского полигона на склоне крутизной 20°. Взрыв «Кристалл» был проведен в 1974 г. в Мирнинском районе Республики Саха (Якутия) с целью создания плотины хвостохранилища обогатительной фабрики.

Второй путь — получение провальных воронок, для чего взрывы проводят на определенной приведенной глубине в слабых осадочных породах. На полуострове Мангышлак в 1969 — 1970 гг. проведено три взрыва. Провальная воронка при взрыве в скважине 2-Т имела глубину 13,8 м и радиус 150 м, а при взрыве в скважине 6-Т — глубину 12,8 м и радиус 250 м.

В 1965 г. впервые в мировой практике были осуществлены опытно-промышленные работы с применением ПЯВ в условиях действующего промысла на Грачевском нефтяном месторождении в Башкирии. Здесь были проведены три взрыва небольшой мощности (от 2,3 до 8,0 кт). Результаты опытных работ:

• испытаны специальные ядерные изделия, отработаны техника и технология их спуска и подъема в глубоких стандартных скважинах;

• определены критерии и доказана возможность безопасного проведения ПЯВ в условиях действующего нефтяного промысла;

• выход нефти для стимулированных взрывом скважин увеличен в 1,5 — 2,0 раза.

Ядерные взрывы используют при тушении неуправляемых аварийных газовых фонтанов. Суть метода в том, что в результате механического действия взрыва заряда, размещенного в наклонной к аварийному стволу скважине, происходит смещение массива пород, достаточное для полного перекрытия ствола скважины. На Урта-Булакском газовом месторождении Узбекистана был вскрыт газовый пласт с аномальным давлением в 300 атм. В 1963 г. при бурении произошел аварийный выброс газа с сероводородом. В течение трех лет фонтан пытались ликвидировать известными способами, для чего были пробурены три глубокие скважины. Аварийный выход скважины превышал 12 млн $м^3$ газа в сутки, чего достаточно для снабжения такого города, как Санкт-Петербург. Взрыв был осуществлен 30 сентября 1966 г. Выход газа из аварийной скважины прекратился через 22 —23 с после взрыва.

Способы строительства резервуаров не удовлетворяют спроса на емкости высокого давления. Строительство наземных стальных резервуаров требует большого количества металла, отвода площадей и дорогостоящих мероприятий по обеспечению безопасности. Традиционный шахтный способ создания подземных емкостей требует значительных капитальных затрат и времени. Для оптимизации строительной технологии в 1966 г. на площадке Азгир соляного месторождения на глубине 161 м был взорван заряд мощностью в 1,1 кт. Второй взрыв с энерговыделением 27 кт был произведен там же в 1968 г. на глубине 590 м. Образовалась полость объемом 150 000 $м^3$, которая до настоящего времени не обрушилась. Эксперимент представляет собой важный шаг в на-

правлении строительства подземных полостей для хранения природного газа и газоконденсата.

Первый промышленный взрыв с целью получения опытной емкости был проведен на месторождении «Совхозное» Оренбургской области в 1970 г. Полость объемом 11 000 $м^3$ была создана на глубине 702 м в массиве каменной соли. С 1970 по 1984 г. на трех крупнейших газоконденсатных месторождениях страны — Оренбургском, Астраханском, Карачаганакском с суммарной добычей газа свыше 60 миллиардов кубических метров в год, газоконденсата — 8,6 млн т/год и серы — 5,3 млн т/год — с использованием ядерных взрывов было сооружено три крупных парка подземных резервуаров.

Подземный ядерный взрыв использован для захоронения биологически вредных промышленных стоков в глубокозалегающие геологические формации. Этим увеличивают площадь зоны фильтрации, что увеличивает производительность скважин, по которым сточные воды закачивались глубоко в недра. Полость взрыва и столб обрушения вместе с зоной трещиноватости являются той зоной фильтрации, через которую поступают промышленные стоки. На Стерлитамакском содовоцементном комбинате объем сточных вод составлял примерно 60 000 $м^3$/сут. Для их ликвидации в 1973 г. использован ядерный взрыв на объекте «Кама», а с 1976 г. введен в эксплуатацию полигон подземного захоронения биологически вредных промышленных стоков. За четырнадцатилетний период в глубокозалегающие изолированные горизонты закачано более 20 млн $м^3$ стоков с общим содержанием свыше 1000 т взвешенных твердых частиц. Промышленные стоки содержали смолистые вещества, обладали высокой токсичностью и не поддавались известным способам очистки. Захоронение их традиционными методами исключалось.

Геологическое строение больших территорий Российской Федерации благоприятно для применения ядерных взрывов при сооружении горных объектов при глубинах 1000 — 2000 м. Это относится к значительной территории европейской части и многим районам Сибири.

9.3. ТЕХНОЛОГИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЯДЕРНОГО ВЗРЫВА

Ядерный заряд помещают на дно скважины диаметром 10 — 150 мм, делают забойку для увеличения плотности заряжания и взрывают с помощью детонирующего заряда. Механизм взрывания аналогичен взрыванию атомной бомбы. Вокруг взорванного заряда образуются зоны. В непосредственно прилегающей к заряду ближней зоне происходит расплавление пород с образованием обсидиановой чаши, которая является изолированной капсулой для размещения хранимых материалов. Во второй (средней) зоне происходит интенсивное дробление минералов с обеспечением хорошей фильтрации растворов. В дальней зоне происходит крупное дробление минералов с распространением трещин на периферию массива. Параметры дробления регулируются мощностью ядерного заряда.

При сейсмозондировании заряд (источник упругих колебаний) помещали в специально пробуренную скважину глубиной от 500 до 1000 м, а сейсмические регистрирующие приборы, включаемые по радиосигналу, расставляли по профилю с помощью вертолетов. Протяженность профилей зондирования изменялась от 1500 до 4000 км, число взрывов на профиле составляло от 3 до 5 при расстоянии между ними от 500 до 900 км.

При взрыве с выбросом грунта на реке Чаган термоядерный заряд с энерговыделением 140 кт использован на глубине 178 м. К концу первых суток после взрыва мощность дозы гамма-излучения в воронке и на навале грунта составила 20 — 30 Р/ч. В результате взрыва образовалась воронка со следующими параметрами: диаметр воронки по начальной поверхности — 430 м; высота гребня навала 20 — 35 м; ширина навала от гребня воронки — 400 м; объем видимой воронки: от гребня навала 10,3 млн $м^3$, от начальной поверхности — 6,4 млн $м^3$. В зоне навала грунта выпало 30 — 40 % радионуклидов, образовавшихся при взрыве.

Для проведения взрыва «Телькем» с целью изучения его экскавационного действия был выбран заряд небольшой мощности. При уровне энерговыделения 0,24 кт и глубине заложения 31 м произведен взрыв на выброс с образованием воронки диаметром 70 —

80 м и глубиной 20 м. 12 ноября 1968 г. в этих же целях был проведен второй промышленный взрыв «Телькем-2» с одновременным подрывом трех ядерных зарядов, которые располагались вдоль одной линии с расстоянием между скважинами около 40 м.

При траншейной выемке три ядерных заряда, с энерговыделением 15 кт каждый, были размещены в трех скважинах на глубине 127 м. Расстояние между скважинами — 163 — 167 м. В результате взрыва образовалась траншейная выемка длиной 700 м, шириной 340 м и глубиной от 10 до 15 м с устойчивыми бортами, с углом откоса 8 — 10°. Окружающий траншею навал пород был образован за счет подъема и деформации поверхности земли и частично за счет выброшенного грунта. Мощность дозы гамма-излучения на гребне навала спустя 15 лет после взрыва колебалась от 60 до 600 мкР/ч, над поверхностью водоема — до 50 мкР/ч.

Во время взрывания «Лазурит» в урочище Муржик Семипалатинского полигона заряд с энерговыделением 1,7 кт использован в скважине на глубине 98 м. Через 3,5 с после взрыва подъем пород достиг максимальной высоты 60 м, с последующим оседанием без раскрытия купола. В результате взрыва на поверхности образовался навал, который представлял собой куполообразное возвышение диаметром 180 м и средней высотой 10 м. Проведенная в 1991 г. гамма-, бета-съемка вспученных пород и прилегающих территорий показала наличие на объекте естественного радиационного фона (9 — 15 мкР/ч).

При стимулировании нефтяных и газовых месторождений путем повышения проницаемости пород, заключавших газ, ядерное устройство с энерговыделением в 29 кт сначала размещали на глубине в 1300 м вблизи нижнего слоя газоносной породы, затем заряд в 47 кт заложили на глубине 2580 м и, наконец, произвели одновременный взрыв в одной скважине трех ядерных устройств с энерговыделением по 33 кт каждое.

9.4. ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ

Вскрытие и подготовка месторождений ядерным взрывом на порядки экономичнее традиционной технологии. Однако технология не исключает попадания радиоактивных продуктов взрыва в

окружающую среду, поэтому использование ядерных взрывов включает ряд сложных элементов комплексного мониторинга.

Ядерные взрывы временно приостановлены мораторием, однако для камуфлетных взрывов возможно изготовление специальных «чистых» зарядов, которые пригодны для дробления массивов рудных тел, предупреждения выбросов в угольных шахтах, создания подземных хранилищ, сейсмического зондирования и разведки недр, интенсификации добычи нефти, создания коллекторов для закачки токсичных стоков и других процессов.

Подземные ядерные взрывы вызывают сейсмический эффект, сопоставимый с природными землетрясениями. Сейсмические волны регистрируются на расстоянии в несколько тысяч километров от места взрыва. В сейсмических районах ядерные взрывы могут провоцировать землетрясения.

Взрывание зарядов образует в массиве зоны, в одной из которых происходит интенсивное дробление минералов с обеспечением хорошей фильтрации растворов. В следующей зоне происходит крупное дробление минералов с распространением трещин на периферию массива. Параметры дробления регулируются мощностью ядерного заряда, поэтому технология имеет хорошие перспективы для использования при подготовке к выщелачиванию весьма крупных месторождений в породах любой крепости.

Подготовка месторождений ядерным взрывом наиболее безопасна, поскольку массив готовится к эксплуатации без присутствия человека. Качество дробления расширяет область применения прогрессивных технологий с выщелачиванием. В результате взрыва в атмосферу попадает значительно меньше продуктов взрыва, чем при традиционной технологии.

Ядерная энергетика наиболее безопасна для среды обитания человека. Она не выжигает кислорода, не создает парникового эффекта и выбрасывает в атмосферу значительно меньше, чем «огневая энергетика», радиоактивных и других вредных для здоровья человека веществ (зола, оксиды серы, азота, ванадия, углерода, альдегиды и др.).

Ядерная технология является опасной технологией, требующей повышенной технологической и исполнительской дисциплины, однако отказ от ее применения в некоторых случаях выглядит еще более опасным.

ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ МЕТАЛЛОВ НА СЕВЕРНОМ КАВКАЗЕ

Глава
10

10.1 ИСТОРИЯ ОСВОЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

На Северном Кавказе добыча минерального сырья ведется на рудниках Тырныауза, Садона, Урупа, Квайсы и др. За годы добычи руд здесь сложилась напряженная геомеханическая ситуация. Крутое падение рудных тел, выходящих на дневную поверхность, способствовало массовой подработке массивов и разрушению в различных формах: от плавного сдвига до обрушения с образованием крупных провалов.

Садонское месторождение гидротермального типа локализовано в форме кварцевых и кварцево-карбонатных жил и прожилков, с гнездообразными скоплениями сульфидов свинца, цинка, меди и железа. Рудные тела залегают на глубине до 250 м. Форма рудных тел — зоны, жилы, линза, прожилки. Простирание месторождения до 4,5 — 5 км, падение до 1,5 км. Мощность жил изменяется в пределах 0,2 — 0,26 м, протяженность 20 — 50 м и редко превышает ее. Руды локализованы в геологических блоках протяженностью 80 — 160 м, разобщенных породными интервалами длиной 200 — 400 м (рис. 10.1).

Потери руд в недрах Садонских рудников оцениваются в 2 млн т с содержанием свинца около 2,6 % и цинка более 3 %. Многолетнее неуправляемое погашение пустот при первичной и повторной разработке месторождения на отдельных участках разрушило массив с выходом зон обрушения диаметром до 70 м на дневную поверхность. Зоны обрушения пород являются проводниками водных потоков, которые активно выщелачивают потерянные в недрах минералы, вынося в реку Ардон растворы минералов.

Рудные поля Садонских рудников превратились в техногенные месторождения руд, связанные с поверхностью аэро- и гидродинамическими связями. Оставленные в недрах руды подвергаются выщелачиванию водными потоками.

Исследования Садонского месторождения были выполнены в 1842 г., а с 1843 г. начата его промышленная эксплуатация. В 1853 г.

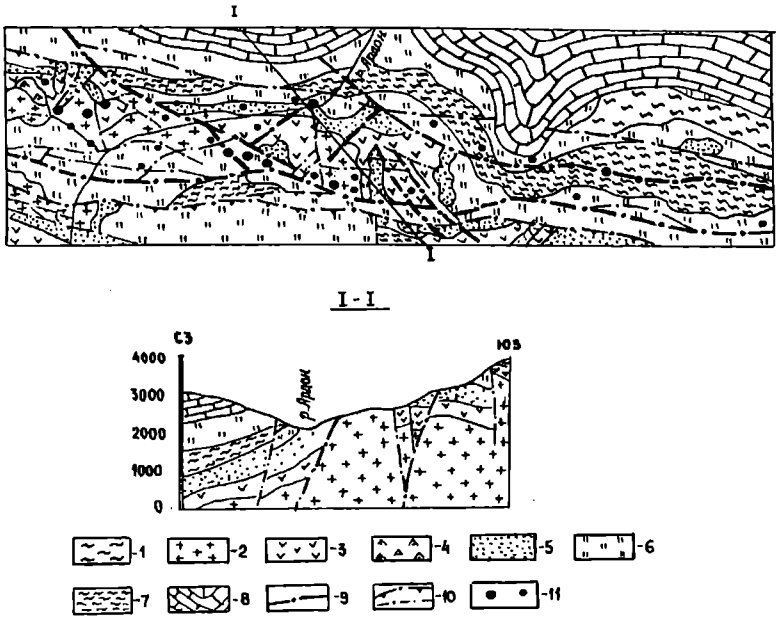


Рис. 10.1. Строение Садонской провинции:
1 — сланцы; *2* — граниты; *3* — порфириты; *4* — субвулканические породы; *5* — песчаники, *6* — алевролиты; *7* — известняки; *8* — туфы; *9* — разломы; *10* — взбросы и надвиги; *11* — месторождение руд

произведена детальная разведка месторождения штольнями с попутной добычей содержащих серебро свинцовых руд. С 1892 г. рудой стала цинковая обманка, которую ранее оставляли в пустотах. В 1927 г. Осетия — единственный в стране производитель цинка, а доля ее в добыче свинца составляет 63 %. С 1958 г. добывается наиболее богатая потерянная ранее руда, но темпы добычи не велики. Руду добывают системами разработки с естественным управлением массивами. Разубоживание руд от 15 до 40 %, потери — до 20 %.

Квайсинское месторождение в Южной Осетии является аналогом Садонского и отличается карстами и трещинами. Маломощные участки в устойчивых вмещающих породах разрабатывают системами с магазинированием, а в неустойчивых — с нерегулярной закладкой пустот породой.

Тырныаузское месторождение находится в Кабардино-Балкарии. Рудные тела локализуются в скарнах на контакте роговиков с

мраморами. Глубина месторождения 1000 м, мощность изменяется от первых метров до 130 м, падение рудных тел крутое. Рудные компоненты: вольфрам, молибден, медь, висмут. Система подэтажных штреков с отбойкой глубокими скважинами при двухстадийном порядке разработки отличалась низкими экономическими показателями, поэтому преимущество получила система этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой.

Урупское медно-колчеданное месторождение расположено в Карачаево-Черкесии. В основании рудной залежи залегают породы с коэффициентом крепости по Протодьяконову 10 — 18. Глубина оруденения 800 м. Главное рудное тело — ассоциация линз и пластов, выполненных серно-, медно- и медно-цинково-колчеданными сплошными, слоистыми медно-колчеданными, прожилково-вкрапленными рудами и рудными микрокварцитами. Породы на контакте с рудным телом неустойчивы. Коэффициент их крепости 8 — 14. Система разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой применяется для выемки подречных запасов р. Уруп. Потери — до 15 %, разубоживание — до 25 %. Камерно-столбовую систему разработки применяют на пологом падении с оставлением целиков размерами 3 × 3 м на расстоянии 6 — 12 м друг от друга.

За годы эксплуатации первичной выемке подлежали руды с высоким содержанием металлов. Затем кондиции снижались, а руды с меньшим содержанием оставались в недрах рудников в виде металлоносной закладки.

10.2. ТРАДИЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Отличительная особенность технологий разработки Северо-Кавказских месторождений — управление рудовмещающими массивами без заполнения пустот. Отставание содержания металлов в рудах от действующих кондиций и выборочная выемка богатых участков месторождений ускоряют процесс разрушения массивов с разрушением дневной поверхности. При двухстадийной выемке руд камеры первой очереди разрабатывают с магазинированием, а камеры второй очереди или междукамерные це-

лики отбивают на пустоты первой очереди. Вторая стадия доводит показатели потерь и разубоживания до 20 – 40 % (рис. 10.2).

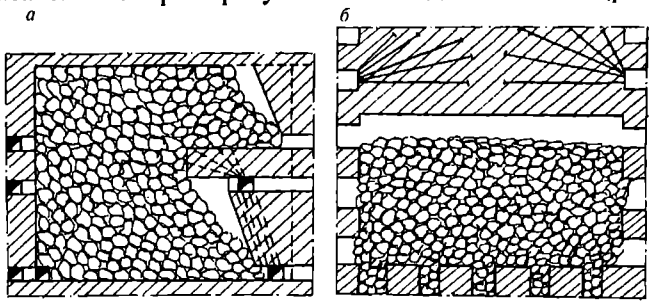


Рис. 10.2. Двухстадийная отработка:
а — отбойка из подэтажей; *б* — скважинная отбойка

В последние годы получили распространение технологии извлечения металлов из потерянных запасов, которые компенсируют технологическую некорректность прежних лет и повышают полноту использования недр (рис. 10.3).

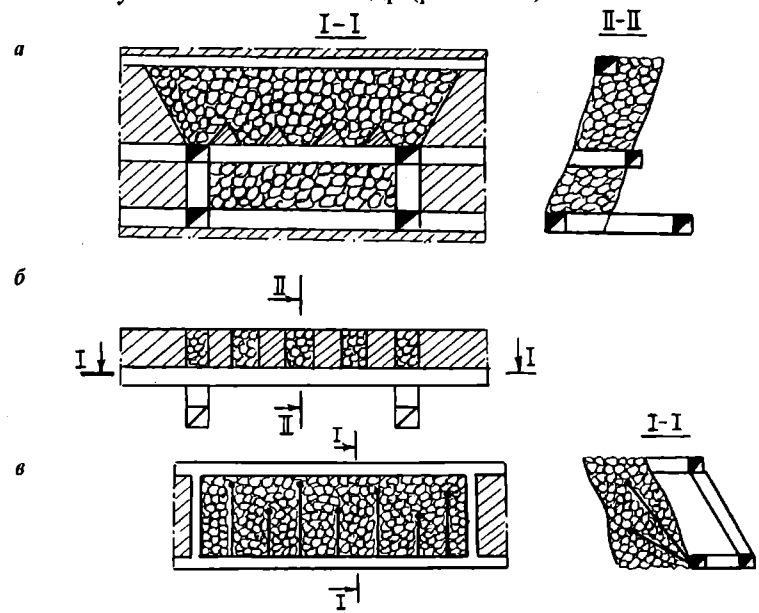


Рис. 10.3. Схемы разработки металлоносной закладки:
а — вариант И.А. Остроушко; *б* — этажный выпуск с обрушением скважинами; *в* — то же с отбойкой висячего бока

10.3. ТЕХНОЛОГИИ С ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ МЕТАЛЛОВ

Для Садонских месторождений приемлемы технологические варианты геотехнологий, подтвержденные практикой России и зарубежья. Специальные способы на северокавказских рудниках используются с 60-х годов прошлого века.

На Быкогорском руднике в 1968 г. было освоено подземное и кучное выщелачивание урана из забалансовых руд. Условия: влажность 8,5 %; коэффициент крепости по Протодьяконову массивных гранит-порфиров 12 — 15; коэффициент рудоносности 0,25 — 1,0; мощность рудного тела до 20 м; коэффициент фильтрации $К_ф$ < 0,1 м/сутки; распределение урана неравномерное. Руда состояла из кварца и полевого шпата 66,5 %; карбонатов 1,0 %; глинистых минералов 6,0 %; сульфидов — десятые доли процентов. Система разработки: этажное принудительное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами в условиях зажатой среды, магазинированием и выщелачиванием металла инфильтрационным потоком реагента (рис. 10.4).

Оптимальная крупность рудных фракций обосновывается экономикой и зависит от содержания урана в руде, физико-механических и геохимических свойств. В качестве реагента использовали раствор серной кислоты, доставляемый в оросительную систему подземного блока. Общий расход реагентов не превышал нормативов для заводского гидрометаллургического процесса, а извлечение урана в раствор находилось в экономически приемлемых пределах.

Здесь был освоен вариант выщелачивания фильтрационным потоком реагента без предварительного разрушения массива. До 10 % запасов урана на месторождении находилось в зоне напорных трещинных вод, уровень которых находился на 2 — 4 м ниже нижнего вскрытого горизонта. Использована система ПВ металла из руд с естественной проницаемостью фильтрационного потока с подачей реагента в скважины под давлением в 0,6 МПа и приемом растворов в веерах нисходящих скважин.

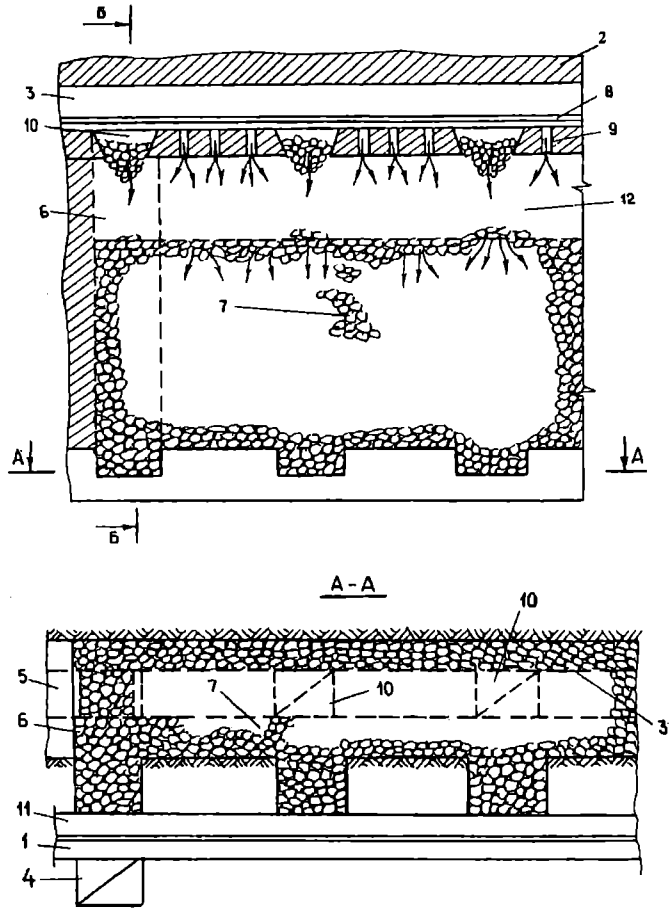


Рис. 10.4. Технологическая схема выщелачивания:
1, 3, 4, 5, 6, 10, 11 — выработки; *2* — рудный массив; *7* — руда; *8* — трубопровод; *9* — растворопадающие скважины; *12* — выработанное пространство

Садонские рудники. Руды Садонской группы месторождений — полиминеральные, среднезернистые с неравномерным распределением минералов, прорастаниями, замещениями и микротрещинами наследственных деформаций. Потери в недрах оцениваются в 2 млн т руд с концентрацией свинца около 2,6 % и цинка 3,6 %. Шахтные воды в среднем содержат до 400 мг/л цинка и до 11 мг/л свинца.

Дебит вод *Холстинского* месторождения составляет в среднем 71 $м^3$/ч при содержании цинка 10 — 40 г/$м^3$ и свинца 7,8 г/$м^3$ при pH 6,7. Концентрация металлов: цинка от 120 до 130 г/$м^3$, свинца — от 5,6 до 10,2 г/$м^3$.

Воды *Згидского* месторождения сбрасываются объемом 24 $м^3$/ч при содержании свинца около 4,24 г/$м^3$, цинка — 1,9 г/$м^3$ и объемом 90,3 $м^3$/ч при концентрации свинца — 5,54 г/$м^3$ и цинка — 12,2 г/$м^3$ и pH 6,8.

На *Хаником-Какадурском* месторождении из штолен истекает 140 — 160 $м^3$/ч воды, содержащей 60 — 100 г/$м^3$ цинка и 4,5 — 5,5 г/$м^3$ свинца. Во время таяния снегов и после обильных дождей приток шахтных вод резко возрастает с одновременным повышением содержания в них металлов. В весенние периоды вынос цинка рудничными водами достигает 3,5 т в сутки.

На Архонском месторождении за 51 рабочий день на установке в устье штольни 22 кальцинированной содой осаждено 40 т цинка в геле влажностью 65 — 78 % (рис.10.5, *а*). В составе геля (%): цинка — до 25, железа — 6,0, свинца — 0,3 — 0,5, меди — 0,15 — 0,28, кадмия — 0,054, кобальта — 0,08, никеля — 0,075, кварца 4 — 20.

На Фиагдонском месторождении рудничные воды обрабатывали насыщенным раствором кальцинированной соды (рис. 10,5, *б*). За 48 сут на руднике осадили 32 т цинка в геле с влажностью 65 — 78 %. Состав геля (%): цинк — до 30, никель — 6, железо — 6, свинец — до 0,54, медь — до 0,15, кадмий — 0,021. В сбрасываемых шахтных водах после обработки концентрация цинка снижается до 0,01 — 0,1 мг/л, свинца — 0,1 — 0,15 мг/л при pH 8,5.

На Садонском месторождении в период дождей сброс рудничных вод достигает 60 $м^3$/ч при содержании свинца — 6,8 — 9,6 г/$м^3$, цинка — 75 — 100 г/$м^3$. Извлечение металлов осуществлено из закладки с содержанием цинка 0,55 % и свинца 0,15 %. Реагент — хлорная вода с содержанием 0,8 — 1,2 г/л хлора. Извлечение составило: цинка 75 % и свинца — свыше 21 %. Остаточное содержание металлов в растворах: цинка 40 — 460 мг/л, свинца — 4,5 — 6,0 мг/л.

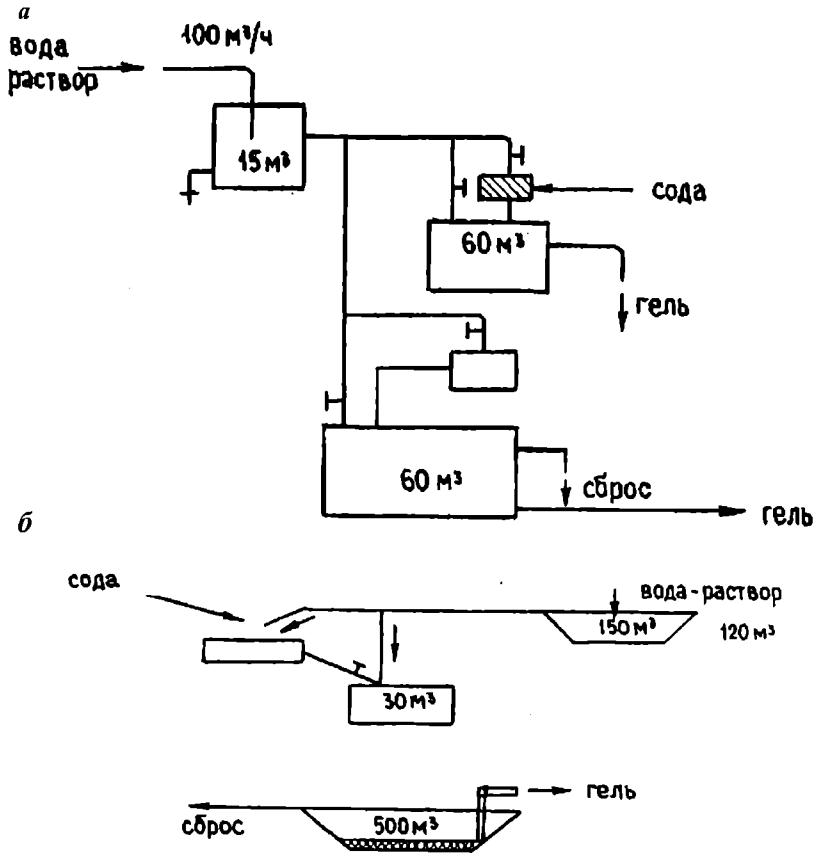


Рис. 10.5. Схема осаждения металлов из стоков на рудниках ССЦК:
а — Архонский; *б* — Фиагдонский

10.4. ПЕРСПЕКТИВЫ СПЕЦИАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Руды Садонской группы месторождений с неравномерным распределением минералов, прорастаниями, замещениями и микротрещинами наследственных деформаций представляют собой благоприятную среду для реализации на практике теоретических положений выщелачивания. В качестве основного варианта технологии в условиях доработки месторождения может быть

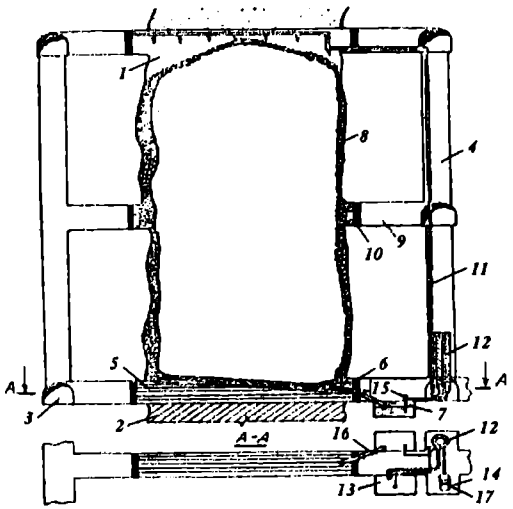


Рис. 10.6. Система разработки с выщелачиванием металлосодержащих минералов в камерах:

1 — рудное тело; *2* — нижележащая камера; *3* — искусственный целик-днище; *4* — рудосодержащий материал; *5, 6* — выработки; *7* — скважины для сбора растворов; *8* — оросительная система; *9* — зумпф для сбора продуктивных растворов; *10* — взрывные скважины; *11* — обрушенный закладочный материал; *12* — хвосты выщелачивания верхней камеры; *13* — *17* — детали оборудования насосной камеры

рациональным выщелачивание потерянных рудосодержащих материалов в камерах (рис. 10.6).

Для выщелачивания локальных участков целесообразен вариант одиночных блоков (рис. 10.7).

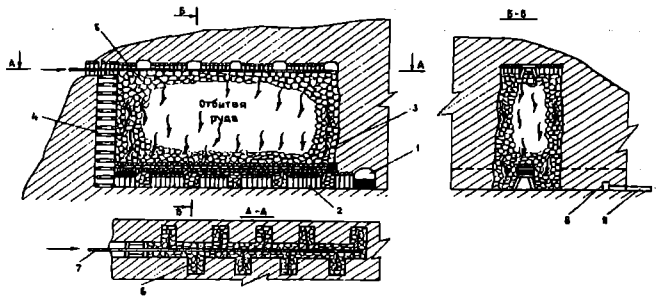


Рис. 10.7. Система шахтного подземного выщелачивания:

1 — штольня; *2* – штрек для сбора растворов; *3* — искусственный целик; *4* — восстающий; *5* — штрек орошения; *6* — рассечка; *7* — трубопровод выщелачивающего раствора; *8* — перемычка; *9* — трубопровод продуктивного раствора

В качестве основного варианта выщелачивания металлов может использоваться вариант сплошного магазинирования (рис. 10.8).

Специальные способы разработки являются альтернативой традиционным технологиям в условиях рынка. Технология выщелачивания металла из металлосодержащих минералов является экологически корректной и обеспечивает восстановление естественного равновесия на отработанном месторождении. Технология экономически эффективна при доработке забалансовых и потерянных руд месторождений, хотя и характеризуется сравнительно долгими сроками получения металлов. Рациональное управление режимами ПВ, интенсификация физико-химических процессов, профилактика кольматационных явлений, сокращение горно-подготовительных и нарезных работ значительно снижают себестоимость металлов.

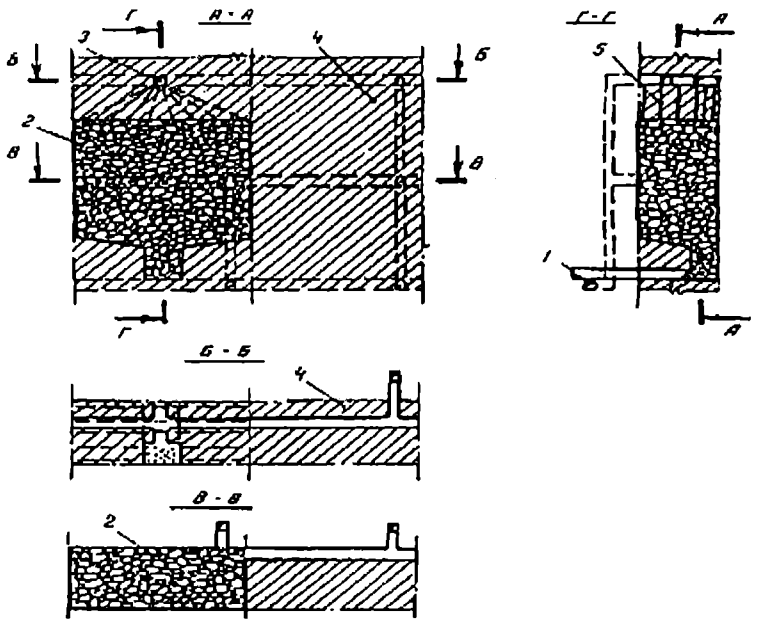


Рис. 10.8. Система разработки с магазинированием руды и выщелачиванием ее в камерах:

1 — выработки для сбора продуктивных растворов; *2* — магазинированная руда; *3* — выработки для подачи выщелачивающих растворов; *4* — рудная залежь; *5* — скважины для подачи выщелачивающих растворов (оросительная система)

Элементы технологий подземного выщелачивания выбирают, в том числе и по экологическому фактору, обеспечивая повышенную по сравнению с традиционными технологиями полноту использования недр. Для определения экономической эффективности комбинированной технологии сравнивают альтернативные способы добычи и переработки: традиционная подземная выемка, КВ, ШПВ, СПВ и комбинация (СГД — КВ).

Традиционный способ подземной выемки и обогащения руд. Анализ себестоимости добычи 1т руды подземным способом с производительностью до 1 млн т /год руды показывает, что с ростом глубины работ не только увеличивается себестоимость, но и изменяется ее структура. Если с понижением горных работ на 1000 м себестоимость руды возрастает на 80 %, то себестоимость горно-капитальных работ повышается почти в 6 раз, в 3 раза растут затраты на подъем горной массы, в 13 раз на водоотлив и закладку пустот. В целом затраты на горные работы возрастают более чем в 2 раза.

Кучное выщелачивание руд. Эффективность технологии основана на повышении производительности предприятия и снижении стоимости металла при вовлечении в переработку бедных руд, сокращении затрат на транспортирование руды и измельчение при обогащении. Технологии КВ, ШПВ и СПВ являются взаимодополняющими, поэтому оценка эффективности каждого вида работ при анализе должна увязываться с альтернативными технологиями. Для простого КВ такое сопоставление доказывает преимущество ШПВ за счет выщелачивания забалансовых руд без подъема на поверхность и транспортирования на площадки.

Шахтное подземное выщелачивание руд. Рудничная себестоимость с понижением работ на 1000 м возрастает лишь в 1,5 раза. Несмотря на повышение себестоимости горно-капитальных работ в 4 раза, горно-подготовительных в 1,5 раза, а очистных на 25 %, удельный вес себестоимости горных работ остается на том же уровне, составляя около двух третей рудничной себестоимости. Благодаря переработке методами ШПВ части руд на месте залегания затраты с глубиной повышаются незначительно, хотя более чем в 5 раз увеличиваются затраты на откачку продуктив-

ных растворов на поверхность. Увеличение рудничной себестоимости по горным работам при ШПВ составляет всего 4 — 6 % по сравнению с 8 — 9 % при традиционных способах добычи.

Экономическая эффективность геотехнологий определяется тем, что при сравнимых затратах из недр извлекается больше металла за счет рентабельного освоения забалансовых запасов и убогих руд. Если к балансовым запасам прирастить запасы бедных и забалансовых руд, то масса металла увеличивается. Извлечение металла из руд уступает по величине извлечению металла, получаемого на заводах, но значительно превышает извлечение металла при КВ. Если извлечение рассчитать от объема металла, учитываемого только при системах ШПВ, то извлечение металла при использовании заводской переработки окажется тем меньшей, чем выше значения прироста запасов. Максимальный экономический эффект достигается при разработке тех месторождений, в запасах которых существенную долю составляют некондиционные руды.

Себестоимость полезных компонентов при ШПВ ниже, а интенсивность разработки выше, чем при традиционной технологии добычи. Хотя удельное извлечение металлов геотехнологическими способами меньше по сравнению с традиционным способом, «сквозное» извлечение металлов выше.

Критерием оценки комбинированной технологии добычи металлов с учетом разновременности затрат и прибыли является сумма дисконтированной прибыли за вычетом затрат в расчетный период времени при новой и базовой технологиях:

$$\sum_{t=1}^{t_c+t_p} П_{рп} = \sum_{t=1}^{t_p} П_{рп} \frac{1}{(1+E_{нt})} - \sum_{t=1}^{t_c} K_{ct}(1+E_{нt})$$

при $П_{рп} = A_t(Ц_{дт} - C_{дт})$,

где t_c и t_p — время на подготовительные работы, лет; K_{ct} — затраты на приобретение оборудования и подготовительные работы в t-м году, руб.; A_t — производственная мощность при комбинировании технологий от СГД и КВ в t-м году, т/год; $E_{нt}$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку на кредит для

подготовительных работ в t-м году, доли ед.; $Ц_{дt}$ и $С_{дt}$ — соответственно извлекаемая ценность металла и затраты на комбинированные технологии в t-м году, руб/т.

Основные факторы ущерба: потеря запасов в недоступных для традиционной технологии плывунных участках, химическое загрязнение подземных вод и минерализация поверхности при ШПВ и СПВ.

Технология выщелачивания характеризуется рядом факторов: природных, горно-технических, технологических, экономических, организационных и множеством состояний, каждое из которых подчиняется закону функционирования. Группу управляемых параметров составляют производственная мощность, количество потерянных и извлеченных руд, коэффициент извлечения металлов, расход реагентов и энергии и т.д. Выходные параметры характеризуют обобщающие экономические показатели: себестоимость добычи и переработки, прибыль, экономические преимущества, экологические достоинства и т.д.

Схема оптимизации параметров комбинированной технологии и блок-схема программы расчета приведены на рис. 10.9.

Модель эколого-экономической оценки комбинирования СГД — КВ:

$$П = \sum_{p=1}^{P}\sum_{j=1}^{J}\sum_{n=1}^{N}\sum_{e=1}^{E}\sum_{t=1}^{T}\left\{\left[\left(A_т + \Delta A_т\right)\text{Е} + \left(A_0 \text{Е}_п\right)\right]Ц_м + Р_т\, Ц_р\right\} -$$

$$-\left[\left(A_т + \Delta A_т\right)С_т + A_0 K_м C_{мд}\left(1 - K_0\right) + \left[C_с + \left(C_д + C_{эх}\right)\left(1 - K_п\right)\right]\right] +$$

$$+K_э C_э + K_з C_з + K_т C_т - \sum_{1}^{n} A_м \sum_{1}^{n} Ц_м\Big] + \left(У_н^{ос} - У_п^{ос}\right) \to \max,$$

где П — прибыль от освоения запасов геотехнологиями; Р — продукты переработки; J — вовлекаемые в производство ресурсы; N — схемы подготовки производства; Е — виды энергии, используемые при подготовке; Т — время использования технологий, лет; $A_т$ — количество добываемой руды по базовой технологии, физ. ед.; $\Delta A_т$ — приращение количества руды, физ. ед.; Е — извлечение металлов, доли ед.; A_0 — количество некондиционных руд, физ. ед.; $Е_п$ — извлечение металлов комбинирован-

ными методами, доли ед.; $Ц_м$ — цена металлов, ден. ед./физ. ед.; $Р_т$ — количество товарной продукции, получаемой от геотехнологий, физ. ед.; $Ц_р$ — цена попутной продукции; ден. ед./физ. ед.;

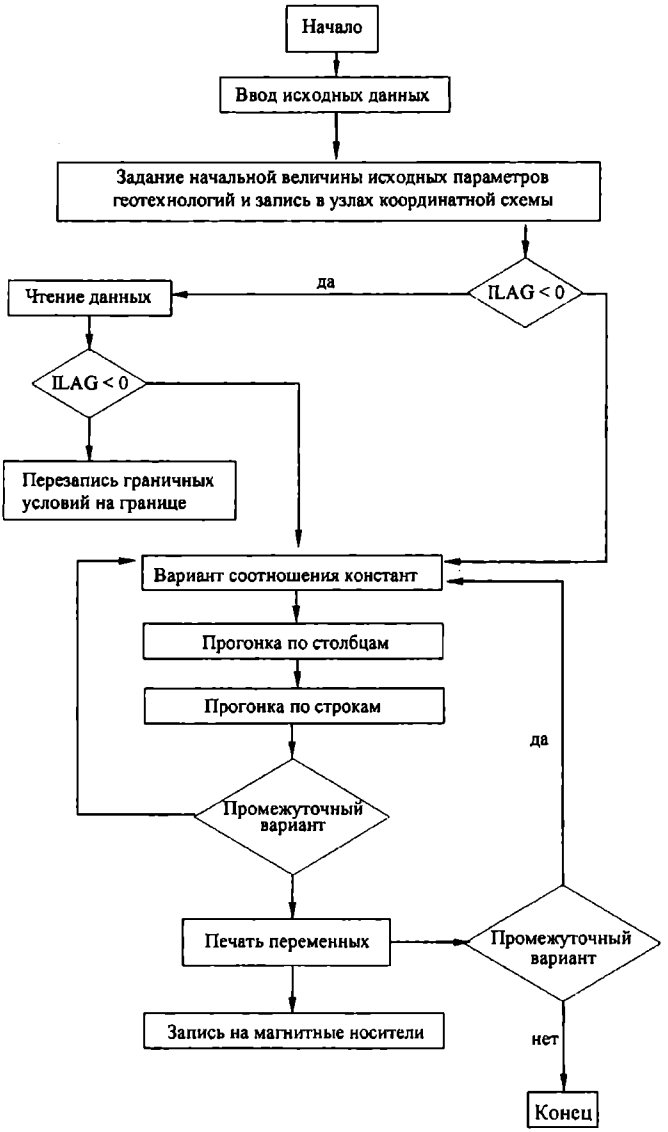


Рис. 10.9. Блок-схема программы оптимизации геотехнологий

$С_э$, $С_з$, $С_т$ — приведенные стоимости эксплуатации, подготовки производства и добычи руды, ден. ед./физ. ед.; $С_о$ — приведенная стоимость геотехнологического производства, ден. ед./физ. ед.; $У_н^{ос}$ — нанесенный окружающей среде ущерб, ден. ед.; $У_п^{ос}$ — предотвращенный ущерб среде, ден. ед.; $К_э$, $К_з$, $К_т$ — приведенные капитальные затраты при эксплуатации, приготовлении и добыче руды, ден. ед.; $С_д$, $С_{эх}$ — приведенные стоимости геотехнологической переработки, ден. ед.; $К_п$ — коэффициент использования возможностей геотехнологий; $К_о$ — коэффициент использования потерянных и забалансовых руд; $К_м$ — приведенные капитальные затраты на строительство геотехнологических установок; $С_{мд}$ — приведенная стоимость дополнительно извлеченного металла, ден. ед.

Использование комбинированных геотехнологий экономичнее базовых технологий за счет повышения количества товарного продукта при освоении запасов руд.

В урановой промышленности освоена технология подземного выщелачивания без применения серной кислоты. Ее суть заключается в том, что в рудный горизонт взамен серной кислоты подают смесь воды и воздуха, инициируя растворитель, содержащийся в самих рудах. Эта технология по полноте извлечения металла из недр не уступает «кислотной», а экономичнее на 15 — 20 %. Главное ее достоинство — общая минерализация подземных вод, состав и содержание основных компонентов в пределах контура рудного тела практически не отличаются от фоновых значений.

Сегодня назрела необходимость внедрения новых способов разработки месторождений, позволяющих вести отработку рудных тел избирательно, с минимальным объемом буровых работ, надежно изолируя окружающую среду от вредного воздействия.

Вся проблема технологической перестройки горно-добывающих отраслей в том, что наряду с выработкой и внедрением в жизнь новых комплексных принципов оценки эффективности производства нужно произвести смену приоритетов: защита и охрана недр земли стала первичной целью, а добыча —вторичной.

РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ СПЕЦИАЛЬНЫХ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ

Глава
11

11.1 РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУД САДОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель расчета — овладение навыками определения параметров выщелачивания металлов применительно к условиям Садонского месторождения.

Система разработки при подземном выщелачивании — совокупность устройств и выработок, используемых в определенном порядке во времени и в пространстве для избирательного перевода металла из руды в раствор и извлечения металла из раствора.

Условия, которым должны удовлетворять специальные способы разработки:

- дробление сырья, обеспечивающее контакт с реагентами и растворами;
- проницаемость и фильтрационные свойства пород с трещиноватостью;
- экономическая целесообразность выщелачивания.

При выщелачивании инфильтрационным потоком реагента с магазинированием руд в камерах размеры блока определяются параметрами выпуска и доставки горной массы при обеспечении сохранности массива от обрушения. Объем «подвыпуска» достигает 40 % запасов блока и уточняется величиной необходимого разрыхления руд для пропускания рабочих и продуктивных растворов.

Практика проведения выработок с помощью скреперных лебедок показывает, что длина их не должна превышать 50 м. Если проходить буровой штрек с флангов блока, то длина блока равна 90 м. Высота блока — 40 — 60 м.

Чтобы сократить объем подготовительно-нарезных работ и использовать существующие выработки, высоту этажа иногда принимают равной удвоенной обычной высоте. Дальнейшее уве-

личение этажа ограничивается возможностями техники и трудностью выпуска рудной массы при малой мощности рудных тел и образования сводов естественного равновесия, препятствующих и выпуску, и движению растворов.

Этажные штреки проводят в породах висячего бока на расстоянии 8 — 10 м от рудного тела. Расположение горно-подготовительных выработок в висячем боку вызвано подачей растворов через скважины из штрека выщелачивающего горизонта. Площадь блока, приходящегося на одну выпускную дучку, — 40 — 45 м^2.

Орты из полевого штрека через 20 м проходят на всю мощность рудного тела. Из них разделывают дучки, через которые производят выпуск руды. Из восстающей выработки проходят орт, а из него — буровой штрек. Отработка этажа начинается с фланга проходкой рудного восстающего, который разделывают в отрезную щель.

После этого отбивается руда и начинается выщелачивание. Растворы подают до тех пор, пока концентрация металлов не снизится до критической величины. В течение 1 — 2 месяцев блок «отстаивается», после чего производится подвыпуск, руда промывается и вновь выщелачивается. При повторном и втором циклах выщелачивания содержание металла в растворе снижается. Процесс продолжается до тех пор, пока это не перестанет быть выгодным по экономическим соображениям.

Дробление боковых пород проводится взрыванием зарядов ВВ в скважинах, пробуренных с выработок основного горизонта, с которого будет выпускаться рудная масса для создания компенсационного пространства.

Раствор подается по скважинам в виде воздушно-водяной смеси, а выпускается через подходы для выпуска рудной массы из компенсационного пространства и через скважины, по которым поступает воздух. Под блоком раствор собирается в изолированной емкости, откуда перекачивается к местам переработки.

Удельный расход раствора следует принимать из условий обеспечения пленочно-капельного режима движения сквозь руду. При этом возникают благоприятные условия для проникновения кислорода к поверхности рудных минералов.

Показатели эффективности выщелачивания регулируются путем изменения параметров физико-химических процессов.

Параметры выщелачивания определяют по упрощенным формулам (табл. 11.1).

Таблица 11.1

Формулы для оперативного расчета параметров процесса

Параметр	Формула	Примечание
1. Количество реагентов	$Q_p = 0{,}01\ [\rho_1\ q_1\ \lambda_1 + \rho_2\ q_2\ \lambda_2 + \ldots + \rho_n\ q_n\ \lambda_n]$, кг ($\rho_{1,2,\ldots,n}$ — расход реагента, кг; $q_{1,2,\ldots,n}$ — содержание металлов в руде, %; $\lambda_{1,2,\ldots,n}$ — извлечение металлов в растворы)	$\lambda_{Zn} = 0{,}8$; $\lambda_{Pb} = 0{,}76$; $\lambda_{Fe} = 0{,}85$
2. Количество воздуха	$\upsilon_{воз} = \dfrac{Q_0}{0{,}022}$, м^3 ($Q_0$ — стехиометрическое количество)	
3. Производительность по растворам	$W_в = \mu\ S_б\ K_0$ (μ — удельный расход растворов, м^3/(ч·м^2); $S_б$ — орошаемая площадь, м^2; K_0 — коэффициент потерь растворов)	$\mu = 0{,}24$ м^3/(ч·м^2); $K_0 = 1{,}1 - 1{,}2$
4. Содержание металлов в руде	$q_{Mi} = q^0_{Mi}\ \exp[-(J_{Mi}\ A\ t)/\gamma]$ (q^0_{Mi} — содержание металлов в руде, %; J_{Mi} — интенсивность выщелачивания с единицы площади руды, г/(м^2·ч); γ — объемный вес руды)	J_{Mi} определяется исследованием
5. Концентрация мет. в растворе	$J_{mi} = q^0_{Mi}\ A\ V \exp[-(J_{mi}\ A\ t)/\gamma]$ (V — объем руды, м^3; A — удельная поверхность руды, м^2/м^3)	
6. Количество пирита для интенсификации процессов	$V_в = (K_к - K_н)\ \lambda_к 0{,}81\ m\ \tau$ ($V_в$ — количество воды, м^3/ч; $K_к$ — содержание H_2SO_4 в воде, кг/м^3; $K_н$ — содержание H_2SO_4 в воде, кг/м^3; τ — коэффициент эффективности; m — количество пирита; $\lambda_к$ — коэффициент, учитывающий расход H_2SO_4 в других направлениях)	$\lambda_к = 2$ (определяется практически); $\tau \le 1$
7. Температура в зоне окисления	$t_ф = (t_{гп} + t_0)\ K_3$, °С ($K_3$ — коэффициент рассеивания тепла; $t_{гп}$ — температура нагрева пород за счет геотермического тепла, $t_{гп} = 8$ °С); $t_{гп} = t_{сг} + (H - h)/q$, °С ($t_{сг}$ — температура на земной поверхности под объектом, $t_{сг} = 8$ °С; H — глубина объекта, м);	Для Архонского месторождения: q = 33 м/град; $t_{гп} = 22{,}5$ °С на глубине 400 м; $t_0 = 9{,}1$ °С; $t_{сг} = 31{,}6$ °С

Окончание табл. 11.1

Параметр	Формула	Примечание
7. Температура в зоне окисления	(h — глубина зоны постоянных температур, м; q — геотермический градиент, м/град; t_0 — температура нагрева пород за счет тепла реакций, $t_0 = 8$ °С); $\Delta_р = \Delta_{рас} V_{рас} + \Delta_{воз} V_{воз}$ ($\Delta_р$ — теплоемкость руды, кДж/кг·град; $\Delta_{рас}$ — теплоемкость раствора, кДж/кг·град; $\Delta_{воз}$ — теплоемкость воздуха, кДж/кг·град; $V_{рас}$ — количество раствора на выщелачивание 1 кг руды, $м^3$; $V_{воз}$ — количество воздуха для окисления 1 кг руды, $м^3$	
8. Время отработки блока	$t = \gamma J_{Mi} q^0_{Mi} A V$, $t = J_{Mi} A \mu S_б C^k_{Mi}$ (A — удельная поверхность руды, $м^2/м^3$; C^k_{Mi} — конечная концентрация металла i в растворе, $г/м^3$)	
9. Добыча металла	$M_i = V \gamma q^0_{Mi} [1 - \exp(- J_{Mi} A t / \gamma)]$, т	
10. Экономия	$Э_г = (C_{баз} - C_{ном}) Q_{год}$, ден. ед.	

Для расчетов используют данные, характеризующие Садонские месторождения (табл. 11.2 — 11.5).

Таблица 11.2

Минералогический состав руд месторождений Садонского рудного узла

Рудник	Содержание минералов в руде, %					
	Сфалерит	Галенит	Пирит	Пирротин	Халькопирит	Карбонаты
Садон	4,0 — 5,5	1,5 — 2,0	12,0 — 15,0	1,0 — 2,0	0,5	4,0 — 6,0
Архон	8,0 — 9,0	1,0 — 1,5	8,0 — 10,0	4,0 — 5,0	1,0	2,0 — 4,0

Таблица 11.3

Химический состав руд месторождений Садонского рудного узла, %

Рудник	Zn	Pb	FeO	Cu	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2	S	Au, г/т	Ag, г/т
Садон	2,91	1,15	9,72	0,2	4,91	0,29	1,38	54,1	6,2	0,13	4,14
Архон	5,92	1,24	8,1	0,37	3,48	0,21	1,41	59,1	7,9	0,03	34,1

Таблица 11.4

Характеристика реагентов для выщелачивания металлов

Осадитель	Теоретический расход, кг/ кг		Фактический расход, кг/ кг		Извлечение металлов, %		Стоимость осадителя, руб/кг
	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	
$Ca(OH)_2$	1,14	0,36	1,8	0,8	92,0	80,1	0,025
NaOH	1,22	0,38	2,0	0,8	99,0	86,0	0,1
Na_2CO_3	1,63	0,51	2,5	1,1	98,0	83,0	0,035
$CaCO_3$	1,40	0,48	2,86	—	78,0	—	0,002

Таблица 1.5

Характеристика продукции Мизурской обогатительной фабрики

Продукт	Содержание, %				
	Цинк	Свинец	Медь	Железо	Оксид кремния
Концентрат:					
цинковый	43,0 — 50,0	1,2 — 3,5	0,8 — 1,2	5,0 — 10,0	2,3 — 6,0
свинцовый	3,6 — 7,0	60,0 — 70,0	—	2,0 — 3,0	8,0 — 9,0
Хвосты	0,15 — 0,25	0,19 — 0,25	0,05 — 0,10	8,0 — 9,5	60,0 — 75,0

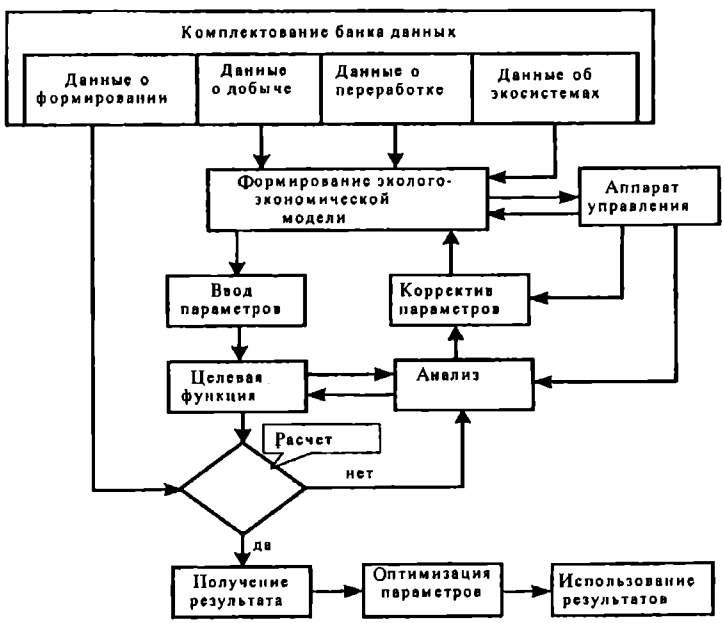


Рис. 11.1. Схема определения эффективности управления процессом

Процесс определения параметров объекта выщелачивания автоматизируется с использованием средств информационной технологии по прилагаемой схеме (рис. 11.1).

Вывод

Процессы выщелачивания руд подлежат регулированию расчетами по известным формулам. Основным критерием эффективности является обеспечение условия проницаемости растворов сквозь руду.

11.2. ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ ПЛОЩАДКИ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Цель — овладение навыками определения параметров участка выщелачивания для переработки минералов специальными технологиями.

В производстве металлов потоки руд движутся по технологической схеме (рис.11.2). Принципиальное отличие ее в том, что забалансовые руды и отходы сортировки не сбрасываются в окружающую среду, а подлежат выщелачиванию в кучах.

Элементы технологической цепи кучного выщелачивания:

- узел подготовки руды (дробление, агломерация, удаление шламов и др.);
- штабель КВ с системой орошения;
- узел осаждения металлов;
- узел нейтрализации и обезвреживания отходов производства.

Последовательность процессов КВ: подготовка; выщелачивание; осаждение; рекультивация площадок; утилизация жидких и твердых отходов.

Объем хвостов в условном штабеле из 50 000 т при насыпной массе 1,43 т/м^3:

$$V = \frac{50000}{1,43} = 35000 \text{ м}^3.$$

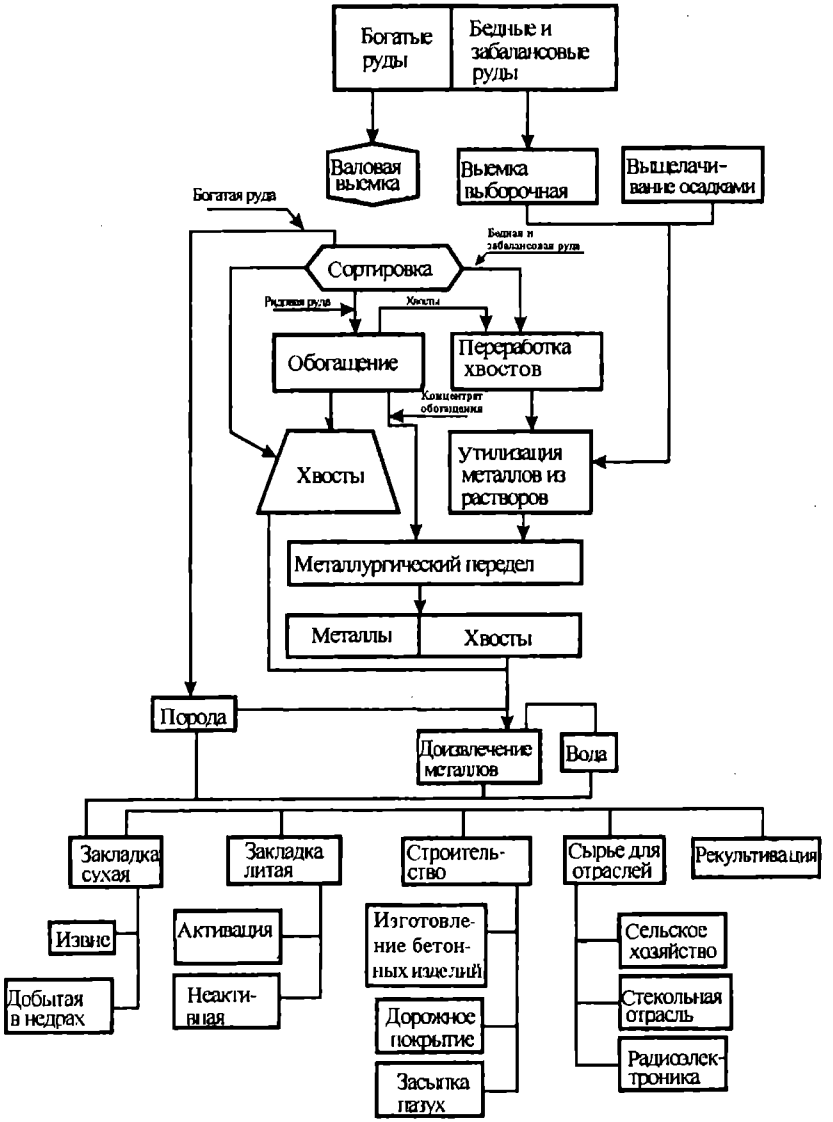


Рис. 11.2. Схема управления минеральными потоками при кучном выщелачивании

Высота отвала из условия фильтрации 4,5 м. При хорошей фильтрации высота может быть увеличена до 10 м. Ширина отвала с учетом угла откоса 45°:

$$B = 60 - \frac{(4{,}5+4{,}5)}{2} = 55{,}5 \text{ м} \approx 55 \text{ м}.$$

Длина отвала

$$L = \frac{V}{B\,h} = \frac{35\,000}{55{,}5 \cdot 4{,}5} = 140 \text{ м}.$$

Принимаемые размеры площадки: длина — 140 м; ширина — 55 м; высота — 4,5 м.

Угол наклона площадки в сторону зумпфа для улучшения стока раствора принимается равным 0°30′. Площадку оборудуют бетонированными канавами для сбора продуктивных растворов и предотвращения их утечки в окружающую среду.

Площадь орошения поверхности кучи:

$$S_o = L \times B = 140 \times 55 = 7700 \text{ м}^2.$$

При поперечном орошении каждой половины отвала с интенсивностью 0,015 $м^3$/ч на 1 $м^2$ орошаемой площади циркуляционная нагрузка по рабочему раствору:

$$V_p = \frac{S_o}{2} 0{,}015 = \frac{7700 \cdot 0{,}015}{2} = 58 \text{ м}^3/\text{ч} \approx 60 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Полная циркуляционная нагрузка раствора на площадь орошения составляет примерно 120 $м^3$/ч.

Скорость прохождения раствора через отвал 4 — 8 м/ч.

Объем зумпфа с учетом метеоусловий и аварийных ситуаций принимается 150 $м^3$. Зумпф разделяется на два сектора: для обработки исходных растворов и для сбора продуктивных растворов. На длину отвала устраивается желоб глубиной 500 мм и шириной нижнего основания — 500 мм. Угол развала стенок желоба 15°. Материал желоба — бетон толщиной 200 мм. По всему профилю желоб изолируется битумом и пластикатом толщиной 3 мм.

Площадка под кучу выравнивается и утрамбовывается катком. Подготовленное основание покрывается слоем жирной глины толщиной 300 — 400 мм, которая также утрамбовывается катком. На слой глины укладывается сварной пластикат толщи-

ной 3 — 4 мм. Во избежание попадания руды в желоба устраивается брус, а на пластиковую пленку для предотвращения ее продавливания горной массой насыпается слой хвостов и укладывается слой из досок. Толщина слоя мягкой руды с распилом 250 — 400 мм. Расстояние между распилами 400 мм.

Укладка хвостов проводится самосвалами, планировка — бульдозером. По центру отвала прокладывается коллектор из трубы с отверстиями диаметром 76 мм. От коллектора отходят полиэтиленовые трубы диаметром 38 мм, длиной по 30 м, расстояние между трубами 1,5 м. По длине трубы устраиваются шестигранные форсунки с расстоянием между форсунками 1 — 1,5 м. Форсунка имеет отверстия по 2 мм. Коллектор посредине разделен задвижками, чтобы дать возможность попеременно орошать одну из половин отвала. Интенсивность орошения регулируется задвижками на входе в насос и выходе из насоса.

Вывод

Технико-экономические показатели кучного выщелачивания (извлечение металлов из руд, расход реагентов и интенсивность выщелачивания) зависят от рациональности конструкции технологической площадки.

11.3. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПОТЕРЯННЫХ РУД САДОНА

Цель — оценка запасов потерянных руд и эффективности добычи металлов из них при разработке выщелачиванием.

Верхне-Згидский участок Садонского месторождения представлен серией крутопадающих жил мощностью от 0,6 до 4 — 5 м. Угол падения изменяется от 65 до 90°. Породы — средней устойчивости. Содержание металлов в ранее отработанных балансовых запасах: свинца 6 — 9 %, цинка 1,8 — 3 %. Участок месторождения был отработан к 1960 г. При его разработке суммарное содержание свинца и цинка не опускалось ниже 6 %. Количество потерянных руд характеризуется данными табл. 11.6.

Таблица 11.6

Запасы участка для повторной разработки методом выщелачивания

Вид запаса	Количество запасов						
	Руда	Свинец		Цинк		Условный свинец	
		т	%	т	%	т	%
Закладка	77 506	496	0,64	372	0,48	734	0,95
Целики	18 550	—	3,72	—	1,56	—	5,09
Бедные руды	147 000	1365	0,93	749	0,51	1854	1,30

В горной практике перспективна двухстадийная отработка, когда часть запасов отрабатывают камерами первой очереди с закладкой, а в камерах второй очереди металл добывается по иной технологии — выщелачиванием.

Аналогичен механизм комбинирования при использовании геотехнологических методов для подземной газификации углей, при растворении солей, расплавлении серы и т.д., скважинной гидродобыче фосфоритов, урана, золота и других полезных компонентов.

В виде потерь в пустотах Садонских рудников на площади выработанного пространства в 2,3 млн м^2 осталось около 54 млн т руды, отработка которой обычными способами нерентабельна.

О количестве металлов в шахтных стоках свидетельствуют данные, приведенные в табл. 11.7.

Если принять коэффициент извлечения металлов в растворы 0,75, а из растворов в осадки — 0,95, то по наиболее легкорастворимому цинку годовая переработка руды равна 1,816 млн т при выпуске 12,712 тыс. т цинка в геле.

Таблица 11.7

Концентрация металлов в стоках природного выщелачивания

Рудник	Дебит воды, м^3/сут	pH	Содержание в воде, мг/л		Максимальное содержание, мг/л		Количество металла, кг/сут	
			Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb
Садонский	9200	5 — 6	12,2	5,6	450	10,6	112,24	51,52
Архонский	2880	3 — 5	63,4	7,0	17000	12,1	182,6	20,16

Годовая экономия от доработки запасов:

$$Э = (486{,}05 - 278{,}7)\ 12\ 712 = 2636 \text{ тыс. руб.}$$

При коэффициенте извлечения металлов в растворы 0,75 можно вымывать до 23 т цинка. Для получения такого же количества металла необходимо переработать около 3280 т руды в сутки (или 1000 тыс. т руды в год). В период максимального промышленного подъема Мизурская обогатительная фабрика перерабатывала только 600 тыс. т руды в год.

Из горной практики известно, что ранее потерянные руды вовлекаются в производство с солидным экономическим эффектом. Показатели традиционных и специальных технологий добычи сведены в табл. 11.8.

Кроме того, в результате извлечения металлов стоки рудников, сбрасываемые в окружающую среду, становятся неопасными, размер штрафных выплат за компенсацию ущерба окружающей среде снижается. Добыча металлов способствует сохранению инфраструктуры и занятости трудящихся.

Таблица 11.8

Сравнительные показатели традиционных и специальных технологий добычи

Способ разработки	Стоимость 1т, ден. ед.	Интенсивность	Извлечение, %	
			фактическое	расчетное
Традиционные технологии разработки	1	1	75 — 90	< 98
Подземная добыча серы расплавлением	0,3 — 0,5	> 1	< 30	60
Подземное выщелачивание меди	0,2 — 0,4	0,3 — 0,5	< 70	< 80
Растворение соли через скважины	0,2 — 0,3	< 0,5	3 — 10	< 30
Подземное выщелачивание металлов	0,5 — 0,75	> 1	< 70	< 90
Выщелачивание меди с ядерными взрывами	0,6 — 0,75	> 1	40	—
Размыв с выщелачиванием через скважины	0,3 — 0,5	> 1	—	< 80
Бактериальное выщелачивание меди	0,15	1 — 6	80 дн. 76 %	—
Подземное выщелачивание урана	0,3 — 0,5	—	550 дн. 66 %	80 — 90

Исходные данные для расчета. Годовой выпуск металла составляет 2700 т. Капитальные вложения при старой технологии составляли 11 млн руб. Срок проведения опытных работ — 3 года, строительство предприятия — 2 года. Пуск и наладка предприятия — 1 год. Капитальные вложения по годам: $К_1 = 0{,}5$ млн руб.; $К_2 = 0{,}7$ млн руб.; $К_3 = 0{,}9$ млн руб.; $К_4 = 2$ млн руб.; $К_5 = 1{,}6$ млн руб.; $К_6 = 3{,}5$ млн руб.

Годовой экономический эффект при переводе Садонского рудника на выщелачивание:

$$Э = (З_1 - З_2)\, А_2 = [(С_1 + Е_н\, К) - (С_2 + Е_н\, К)]\, А_2 = [(540 + 0{,}15 \cdot 11\,000\,000/2700) - (356 + 0{,}15 \cdot 9\,200\,000/2700)]\, 2700 = 766\,800 \text{ руб.}$$

Вывод

Подземное выщелачивание потерянных запасов на Садонском руднике позволяет вовлечь в отработку бедные и забалансовые руды и снизить себестоимость 1 т условного металла.

11.4. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ШАХТНЫХ СТОКОВ

Цель — овладение навыками оценки эколого-экономической эффективности добычи металлов из шахтных стоков природного выщелачивания потерянных руд.

Очистка растворов природного выщелачивания с солесодержанием более 1 г/дм^3 состоит из выделения, разделения и очистки содержащихся в них минеральных примесей до товарных продуктов. Наиболее распространены термические способы, основанные на изменении агрегатного состояния очищаемой воды (дистилляция, вымораживание и др.), мембранные (обратный осмос, электродиализ) и реагентные (ионный обмен, осаждение солей).

Извлечение металлов осуществляется переводом растворенных солей в твердую фазу и разделением жидкой и твердой фаз с последующим обезвоживанием и утилизацией осадка. Для ней-

трализации используют известь или известняк. При этом достигается осветление воды, уплотнение и обезвоживание осадка. Солевой состав растворов корректируется с помощью электрохимической технологии, которая противопоставляется или дополняет технологии коагуляции, окисления, сорбции, экстракции и т.д.

Эффективность технологий оценивается сравнением затрат при традиционной и новой природоохранной технологий.

Ущерб от влияния технологий на экосистемы:

$$\sum_{1}^{n} У_э = У_1 + У_2 + ... + У_n,$$

где $У_1$, ..., $У_n$ — ущерб по элементам влияния стоков на окружающую среду.

Ущерб от поражения экосистем продуктами природного выщелачивания:

$$У_{ф.ф} = \sum_{1}^{m} \left(А_П Ц_П - А_Д Ц_Д \right) + \Sigma З,$$

где m — количество видов флоры и фауны; $А_П$ и $А_Д$ — количество флоры и фауны после и до реализации новой технологии; $Ц_П$ и $Ц_Д$ — цена флоры и фауны после и до реализации новой технологии; $\Sigma З$ — затраты на уменьшение величины ущерба.

Фактический ущерб окружающей среде намного больше, так как он наносится не только во время эксплуатации месторождений, но и впоследствии, спустя много лет. Величина ущерба не подлежит точной оценке, нередко она соизмерима со стоимостью продукции предприятия или даже превосходит ее. Например, Садонский СЦК в 2001 г. произвел продукции на 37 млн руб., а штраф за нанесенный окружающей среде ущерб только по оцениваемым позициям составил 15 млн руб.

В условиях Садона продукты переработки стоков природного выщелачивания представляют собой:

- промпродукты цинка и свинца;
- концентраты цинка и свинца;
- пиритный концентрат с содержанием серы;

- титаномагниевый концентрат;
- железомарганцевый концентрат;
- отмытая иловая фракция для изготовления паст и буровых работ;
- химикаты и газы;
- техническая деминерализованная вода.

Годовая прибыль от переработки стоков или растворов природного выщелачивания с учетом ущерба окружающей среде:

$$П_х = \frac{\sum_{1}^{n_0}(С_{то} - З_т - З_{о.м})\,Q_о}{t_0} + С^{о}_{ш},$$

где $П_х$ — прибыль от утилизации стоков, руб/т; $С_{то}$ — стоимость продукции переработки стоков, руб/т; $З_т$ — затраты на интенсификацию выщелачивания, руб/т; $З_{о.м}$ — затраты на обогащение и металлургический передел, руб/т; n_0 — количество извлекаемых компонентов; $Q_о$ — масса очищаемых стоков, т; t_0 — время очистки стоков, год; $С^{о}_{ш}$ — штраф за ущерб от сброса неочищенных стоков, руб/год.

Извлечение металлов из растворов составляет в среднем 70 %. Количество перерабатываемых стоков из наиболее обогащенных участков месторождения 1 000 000 м^3/год при общем количестве стоков 3 000 000 м^3/год. Результаты расчетов представлены в табл. 11.9.

Таблица 11.9

Эффективность утилизации шахтных стоков

Параметры	В расчете на 1 м^3 стоков		
	Выход	Цена, руб.	Товар, руб.
Свинец, кг	0,007	12	0,084
Цинк, кг	0,173	24	4,152
Марганец, титан, медь и др. металлы, кг	—	—	0,424
Отмытая иловая фракция, т	0,005	100	0,500
Кислоты и щелочи, т	0,0001	200	0,020
Газы, т	0,0001	300	0,030

Окончание табл. 11.9

Параметры	В расчете на 1 м^3 стоков		
	Выход	Цена, руб.	Товар, руб.
Всего стоимость продукции, руб/м^3	—	—	5,21
Транспортирование стоков, руб/м^3	—	—	1,50
Затраты на переработку, руб/м^3	—	—	2,15
Прибыль, руб/м^3	—	—	1,55
Прибыль на весь объем, руб/год	—	—	4 650 000
Уменьшение штрафов, руб/год	—	—	5 000 000
Всего прибыль, руб/год	—	—	9 650 000

Эффективность производства металлов повышается при комплексировании кучного выщелачивания с очисткой стоков. Активированные стоки являются природным реагентом, ускоряя время и величину извлечения металлов.

Количество руды в штабеле выщелачивания 3,41 т/м^2. Толщина слоя руды 1,9 м. Площадь орошения:

$$(220 \cdot 1{,}9) \sin 75° = 420 \text{ м}^2.$$

При удельном расходе раствора 0,24 м^3/(ч·м^2) производительность участка по растворам:

$$420 \cdot 0{,}24 = 100 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Параметры производства при производительности участка 100 м^3 /ч, рассчитанные для конкретного случая, сведены в табл. 11.10.

Таблица 11.10

Расчет параметров извлечения при производительности участка 100 м^3 /ч

Металл	Добыча, кг/сут	Металл в растворе, кг/м^3	Объем раствора, м^3/ч	С учетом 10 % потерь, м^3/ч	Металл в геле, %	Сухой гель, т/сут	Влажный гель, т/сут	Оксиды, т/сут	Стоимость металла, руб/т
Продуктивные растворы кучного выщелачивания									
Цинк	1800	0,75	—	—	45	3,42	8,55	1,92	365
Свинец	600	0,25	100	110	60	0,85	2,12	0,55	554

Окончание табл. 11.10

Металл	Добыча, кг/сут	Металл в растворе, кг/м^3	Объем раствора, м^3/ч	С учетом 10 % потерь, м^3/ч	Металл в геле, %	Сухой гель, т/сут	Влажный гель, т/сут	Оксиды, т/сут	Стоимость металла, руб/т
Железо	1920	0,8	—	—	30	5,47	13,67	2,11	40
Итого	4320	1,8	100	110		9,74	24,34	4,58	—
Шахтные стоки									
Цинк	95	0,066	60	60	45	0,18	0,45	0,17	365
Свинец	11,5	0,008			60	0,02	0,05	0,01	554
Всего	4426,5		160	170	—	9,94	24,84	—	—

Вывод

При организации производства продукции из утилизируемых стоков возможно получение комплексного эколого-экономического эффекта без существенных капитальных затрат.

11.5. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ОСВОЕНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ

Цель — овладение навыками определения эффективности конверсии рудников Садонского СЦК на новые технологии, основу которых составляет комбинирование способов управления состоянием пустот при их образовании в массиве.

Эффективность комбинированной разработки обеспечивается при добыче богатых руд с закладкой пустот смесями на основе отходов местного производства и выщелачиванием металлов из бедных руд. Путем расчетов традиционная добыча руд с извлечением металлов из земной поверхности сопоставляется с новой технологией без выдачи части руд на поверхность.

Базовый способ характеризуется наличием разубоживающих пород в количестве 60 %, что увеличивает выход хвостов на

100 %, и нанесением ущерба окружающей среде на 15 млн руб. в год только по оцениваемым позициям. При комбинированном способе экономическая эффективность обусловлена сокращением расходов на транспортирование руд, снижением расхода энергии для извлечения металлов, добавкой к балансовым еще и забалансовых руд.

Для Садонского месторождения трехступенчатым моделированием определяется эффективность применения новой технологии разработки, которая позволяет уменьшить количество хвостов. Исходные данные: производительность рудника 500 000 т/год, производительность обогатительной фабрики 700 000 т/год; содержание в руде, %: свинца 1,6, цинка 1,8; извлечение в концентраты: в свинцовый — 91 % свинца и 4 % цинка, в цинковый — 87 % цинка и 2 % свинца.

На этапе 1 сравниваются показатели традиционной технологии и новой (табл. 11.11).

Расчетом определено, что новая технология на 160 % экономичнее базовой технологии.

Таблица 11.11

Показатели технологий (этап 1)

Показатели	Технология	
	базовая	новая
Разубоживание, %	30	10
Потери, %	20	0
Добыча горными работами, %	100	200
Выпуск концентратов, т/год:		
свинцовых	7000	10 500
цинковых	10 000	15 500
Цена концентратов, дол. США/т:		
свинцовых	954,6	954,6
цинковых	619,2	619,2
Стоимость, тыс. дол. США:		
свинцовых концентратов	6708	9976
цинковых концентратов	6192	9632
металлов	12 900	19 608
Производительность по горной массе, тыс. $м^3$/год	170	340
Объем образуемых пустот в год, тыс. $м^3$	220	220

Окончание табл. 11.11

Показатели	Технология	
	базовая	новая
Образовано хвостов, тыс. т	800	—
Дополнительно концентратов, т/ год:		
свинцовых	—	440
цинковых	—	680
Стоимость, тыс. дол. США за объем:		
концентратов	—	19 608
материалов из отходов	—	344
прочих металлов	—	688
активированной воды	—	344
Всего попутной продукции, тыс. дол. США	—	20 984
Результаты применения технологий, тыс. дол. США/год	12 900	33 884
Экономия на годовой объем, тыс. дол. США	—	20 984

На этапе 2 моделирования сравниваются показатели технологии с закладкой пустот твердеющими смесями, изготовленными из отходов производства, и базовой с образованием повышенного количества отходов (табл. 11.12).

Таблица 11.12

Показатели технологий (этап 2)

Показатели	Технология	
	базовая	новая
Разубоживание, %	30	10
Потери, %	20	5
Добыча металлов горными работами, %	100	115
Выпуск концентратов, т/год:		
свинцовых	7000	8500
цинковых	10 000	11 500
Цена концентратов:		
свинцовых, дол. США/т	954,6	954,6
цинковых, руб/т	619,2	619,2
Производительность по горной массе, тыс. $м^3$/год	170	170
Объем образуемых пустот в год, тыс. $м^3$	220	190
Объем закладки пустот смесями в год, тыс. $м^3$	—	150

Окончание табл. 11.12

Показатели	Технология	
	базовая	новая
Стоимость 1 м^3 твердеющих смесей, дол. США	—	8,6
Затраты на закладку пустот в год, тыс. дол. США	—	1290
Дополнительно концентратов, т/ год:		
свинцовых	—	300
цинковых	—	600
Стоимость, тыс. дол. США:		
концентратов из хвостов	—	688
строительных материалов	—	1032
Всего стоимость продуктов, тыс. дол. США	—	2377
Результаты технологий, тыс. дол. США/год	12 874,2	15 251,2
Экономия на годовой объем, тыс. дол. США	—	2377
Экономия на 1 т концентрата, тыс. дол. США	—	139,3

Эффективность технологии с закладкой на 20 % больше, чем при базовой технологии, за счет высоких показателей извлечения руды из недр и минимальной выдачи пород на поверхность.

На этапе 3 исследуются технологии с утилизацией отходов Садонского СЦК и Боснийского доломитового карьера (табл. 11.13).

Таблица 11.13

Показатели технологий с утилизацией отходов (этап 3)

Показатели	Технология	
	базовая	новая
Разубоживание, %	30	10
Потери, %	20	5
Добыча металлов в год, %	100	115
Выпуск концентратов, т/год:		
свинцовых	7000	8500
цинковых	10 000	11 500
Цена концентратов, дол. США /т:		
свинцовых	954,6	954,6
цинковых	619,2	619,2
Производительность по горной массе, тыс. м^3/год	170	170

Окончание табл. 11.13

Показатели	Технология	
	базовая	новая
Объем образуемых пустот в год, тыс. $м^3$	220	190
Объем закладки пустот в год, тыс. $м^3$	—	150
Стоимость 1 $м^3$ твердеющих смесей, дол. США	—	6,6
Затраты на закладку пустот в год, тыс. дол. США	—	1090
Дополнительно концентратов, т/год:		
свинцовых	—	300
цинковых	—	600
Концентраты из переработки хвостов, тыс. дол. США	—	688
Стоимость строительных материалов, тыс. дол. США	—	2832
Всего стоимость продуктов, тыс. дол. США	—	4177
Результаты использования технологий, тыс. дол. США/год	12 874	17 051
Экономия на годовой объем, тыс. дол. США	—	4177
Экономия на 1 т концентрата, тыс. дол. США	—	208,9

Эффективность новой технологии на 32 % больше, чем при базовой технологии (за счет утилизации отходов). Фактическая эффективность еще больше за счет сохранности окружающей среды, что подсчитать пока не представляется возможным.

Вывод

Использование комбинированных технологий добычи с выщелачиванием и с закладкой пустот твердеющими смесями из утилизируемых отходов местного производства приносит экономический эффект.

11.6. ОЦЕНКА ОПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ

Цель — усвоение представлений об опасности технологий с выщелачиванием руд для человека и окружающей среды.

Выщелачивание металлов из руд целесообразно при условиях:

- повторная отработка не нарушает нормальной деятельности предприятия;
- экономическая эффективность предприятия возрастает;
- извлечение металлов совмещается с очисткой рудничных вод.

Опасность окружающей среде возрастает:

- при загрязнении атмосферы газами, пылью и парами;
- проникновении агрессивных растворов в выработки;
- повышении пожарной опасности;
- накоплении в пустотах жидких продуктов.

Выщелачивание осуществляется по схеме (рис. 11.3): продукционные растворы и рудничные воды собираются в отстойнике твердых взвесей *2*. Очищенные от твердых взвесей растворы подаются в емкость *3*, где идет осаждение металлов при pH 9. В качестве осадителя используют кальцинированную соду или известковое молоко. Осветленные растворы поступают в зумпф *1*, откуда после подкисления подаются в пустоты. Часть очищенных растворов сбрасывается в природную гидросеть.

Осадки направляются в агитатор *4*, куда подается раствор серной кислоты с pH 2. Гель перемешивается с кислотой, при этом цинк, железо и сопутствующие им металлы переходят в раствор, а труднорастворимый сульфат свинца — на центрифугу *8* для обезвоживания (В = 15 %). Верхний слив поступает в емкость *5*, где смешивается с пульпой пиролюзита (MnO_2) или обрабатывается хлором для перевода железа в трехвалентную форму. В емкости *6* железо осаждается при pH 4 ÷ 5. Очищенный от железа раствор поступает в емкость *7*, где нейтрализуется при pH 9 для осаждения цинка, который обезвоживается на центрифуге до 60 % влаги.

Осветленный раствор направляется в приемный колодец главного насоса или сбрасывается в гидросферу.

Химические реакции (табл. 11.14) высвобождают газовые продукты, которые в больших концентрациях опасны для человека. Эти газы должны быть разжижены до безопасной концентрации с использованием принудительных методов проветривания или уловлены и отведены в безопасное место.

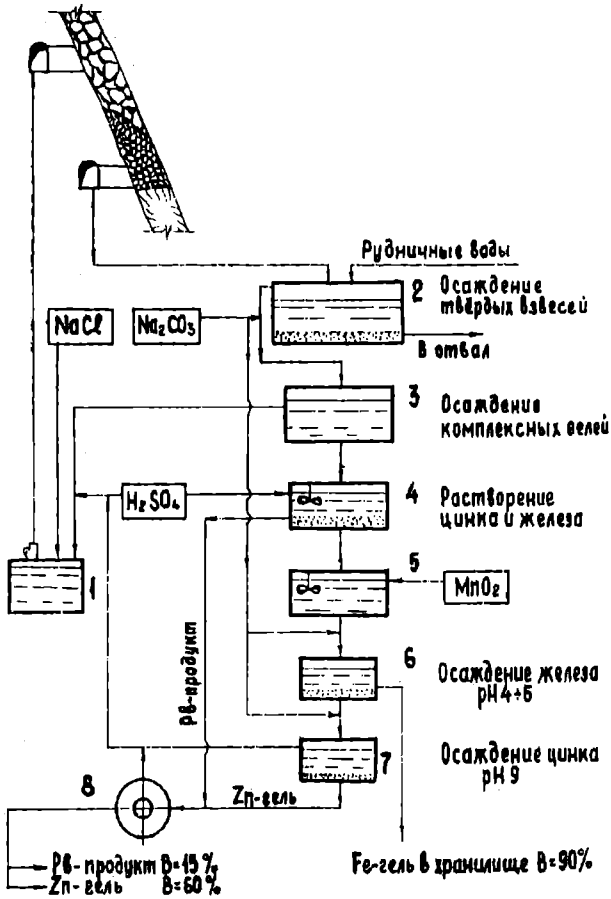


Рис. 11.3. Схема выщелачивания металлов

Таблица 11.14

Реакции окисления и растворения при выщелачивании

Реакция	Новообразование	Газ	Количество, кг/кг руды
$MeS + 2O_2 = MeSO_4$	$MeSO_4$	—	—
$MeS_2 + 2H_2O + 3{,}5O_2 = MeSO_4 + H_2SO_4$	$MeSO_4$; H_2SO_4	—	—
$MeS + H_2SO_4 = MeSO_4 + S^0_T + H_2\uparrow$	$MeSO_4$	H_2	0,02

Окончание табл. 11.14

Реакция	Новообразование	Газ	Количество, кг/кг руды
$2FeSO_4 + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Fe_2(SO_4)_3 + H_2O$	$Fe_2(SO_4)_3$	—	—
$Fe_2(SO_4)_3 + H_2O = 2FeSO_4 + H_2SO_4 + 0{,}5O_2$	$FeSO_4$	O_2	
$CaCO_3 + H_2SO_4 = CaSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow$	$CaSO_4$	CO_2	0,44
$MgCO_3 + H_2SO_4 = MgSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow$	$MgSO_4$	CO_2	0,52
$MeSO_4 + CaCO_3 = MeCO_3 + CaSO_4$	$MeCO_3$; $CaSO_4$		—
$MeSO_4 + MgCO_3 = MeCO_3 + MgSO_4$	$MeCO_3$; $MgSO_4$	—	—
$ZnS + 2NaCl + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Na_2SO_4 + ZnCl_2 + S^0_T + H_2O$	Na_2SO_4; $ZnCl_2$		—
$PbS + 2NaCl + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Na_2SO_4 + PbCl_2 + S^0_T + H_2O$	Na_2SO_4; $PbCl_2$		—
$FeS_2 + 2NaCl + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Na_2SO_4 + FeCl_2 + 2S^0_T + H_2O$	Na_2SO_4; $FeCl_2$		—
$CaCO_3 + 2NaCl + H_2SO_4 = Na_2SO_4 + CaCl_2 + H_2O + CO_2\uparrow$	Na_2SO_4; $CaCl_2$	CO_2	0,44
$MgCO_3 + 2NaCl + H_2SO_4 = Na_2SO_4 + MgCl_2 + H_2O + CO_2\uparrow$	Na_2SO_4; $MgCl_2$	CO_2	0,52

Выделение CO_2 возможно при растворении нерудных минералов и окислении древесины. Концентрация CO_2 на исходящей струе не должна превышать 0,5 %. Газы, пары и пыль в пределах, превышающих ПДК, не должны попадать в выработки, где находятся люди.

Опасность усиливается в результате проникновения агрессивных растворов в действующие выработки. Технологические растворы выщелачивания опасны, но степень их агрессивной активности низка, потому что концентрация серной кислоты не превышает 0,5 % (сравнима с природным кислотным дождем). Опасность контактов людей с реагентом повышается при прорыве трубопроводов и выбросе растворов. В случае проникновения растворов в действующие выработки участки прорывов

локализуют, а проникшие растворы собирают и нейтрализуют карбонатными породами.

На входящей и исходящей струях участка выщелачивания устраиваются замерные станции, на которых определяется количество воздуха, отбираются пробы на определение O_2, NO_2, NO_4, CO_2 и H_2S , измеряются температура, влажность и содержание в воздухе тяжелых металлов.

Безопасность технологий с выщелачиванием металлов из руд обеспечивается при соблюдении условий ненарушения режима основного производства, экономической эффективности процессов и совмещения во времени и в пространстве повторной отработки руд с очисткой рудничных вод от минеральных компонентов. Соблюдение производственных требований гарантирует безопасность для рабочих и окружающей среды прежде всего за счет извлечения из растворов металлических и минеральных ингредиентов специальными технологиями.

Вывод

Опасность применения специальных технологий возникает только в случае нарушения технологических параметров загрязнения атмосферы газами, пылью и парами, проникновения растворов в выработки и участки литосферы и создания пожароопасной ситуации.

11.7. РАСЧЕТ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДРАБОТКИ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Цель — овладение навыками расчета факторов безопасности земной поверхности в районе добычи полезных ископаемых при разрушении их специальными способами.

Сохранность земной поверхности определяется высотой свода естественного равновесия пород. Согласно представлениям Ветрова, устойчивость свода обеспечивается при условии

$$h_c = a' / v,$$

где a' — полупролет свода; v — коэффициент устойчивости трещиноватых пород.

$$V = 2\frac{d_г R''_{сж}}{d_в R'_{сж}},$$

где $d_г / d_в$ — соотношение вертикального и горизонтального размеров структурных блоков; $R''_{сж} / R'_{сж}$ — соотношение временного сопротивления пород сжатию в направлении распора свода и в направлении действия массы пород.

Условие сохранения земной поверхности для случая обрушения кровли очистного пространства с образованием свода:

$$H' > h_a = h_c,$$

где H' — глубина верхней границы пустот от выветренных пород и рыхлых отложений, м.

При несоблюдении этого условия земная поверхность может быть сохранена за счет частичной закладки пустот, чтобы при уменьшенной таким образом высоте выработанного пространства условие обеспечивалось.

При малых размерах структурных блоков и $L_ф > L_{пред}$ высота обрушения определяется простым расчетом, исходя из величины коэффициента разрыхления пород.

Высота зоны обрушения по ВНИМИ:

$$h_{ос} = \frac{K'V}{(K_р - 1)S_{пл}},$$

где $h_{ос}$ — высота зоны опасных сдвижений, м; V — объем пустот, $м^3$; $S_{пл}$ — площадь выработанного пространства в плане, $м^2$; $K_р$ — коэффициент разрыхления пород; K' — коэффициент, K' = 1,5.

Условие сохранности поверхности по ВНИМИ:

$$H' > H_р = K_1 \ell_{экв},$$

где H' — глубина верхней границы пустот от выветренных пород и рыхлых отложений, м; $H_р$ — расчетная глубина от верхней границы выработанного пространства до границы выветренных пород и рыхлых отложений, начиная с которой земная поверхность сохраняет устойчивое состояние, м; K_1 — коэффициент,

учитывающий свойства горных пород (табл. 11.15); $\ell_{экв}$ — эквивалентный пролет,

$$\ell_{экв} = \frac{L\ell'}{\sqrt{L^2 + (\ell')^2}},$$

где L — размер выработанного пространства по простиранию, м; ℓ' — размер горизонтальной проекции выработанного пространства на разрезе вкрест простирания, м.

При $L > 2\ell$ принимается $\ell_{экв} = \ell'$, а при $\ell' > 2L$ принимается $\ell_{экв} = L$. При $L/\ell \le 2$ величина $\ell_{экв}$ рассчитывается. Из нескольких значений высот опасных сдвижений принимается меньшее.

«Незалеченные» зоны дробления и рассланцевания приводят к «трубообразному» развитию зоны обрушения и внезапному выходу обрушения на земную поверхность. Условие, при котором выход воронки исключается:

$$H' > \frac{5S_p \sin\alpha_н}{m_н},$$

где H' — глубина верхней границы выработанного пространства от границы выветренных пород и рыхлых отложений, м; S_p — площадь выработанного пространства на разрезе вкрест простирания, $м^2$; $\alpha_н$ — угол падения разрывного нарушения, град; $m_н$ — нормальная мощность нарушения, м.

Область опасного влияния погашаемого выработанного пространства проверяется по методу ВНИМИ. При этом последовательность отработки сближенных по вертикали рудных тел должна быть такой, чтобы не увеличивались предельные параметры опасного влияния выработок. Устойчивость породного прослоя между выработками определяется соотношением расстояния глубины заложения H_c и высоты свода естественного равновесия h_c:

Таблица 11.15

Значения коэффициента K_1

Коэффициент крепости	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16
K_1	9,0	6,8	5,3	4,4	3,7	5,2	2,8	2,2	1,8	1,5

• при $H_c > h_c$ отработка и погашение обоих рудных тел не оказывают влияния на устойчивость друг друга и не ослабляют устойчивости массива;

• при $H_c < h_c$ погашение нижнего рудного тела оказывает влияние на устойчивость массива, поэтому нижнее рудное тело отрабатывается с опережением и погашается с гарантированной устойчивостью породного слоя.

При расчетах H_c и h_c вводится коэффициент запаса устойчивости плоского обнажения: $K_2 = 1{,}0$ — 2,5 м. Безопасные условия независимой отработки: $H_c > h_c$; $K_2 \geq 12$ м.

Пример 1. Определить степень опасности разрушения поверхности для условия: $H' = 60$ м; $h_н = 20$ м; $h = 15$ м; $L_ф = 225$ м; $m = 6$ м; $\alpha = 80°$; $\varphi = 50°$; $d_1 = d_2 = 1{,}0$ м; $R'_{сж} = R''_{сж} = 600$ кг/см^2; $\gamma = 2{,}7$ т/м^3.

$$\ell' = \frac{m}{\sin\alpha} + \frac{h}{\operatorname{tg}\alpha} = \frac{6}{0{,}98} + \frac{15}{5{,}67} = 8{,}8 \text{ м},$$

где ℓ' — проекция выработки на горизонтальную плоскость вкрест простирания;

$$v_1 = L_a \frac{m}{\sin\alpha} h = 25 \frac{6}{0{,}98} 15 = 2296 \text{ м}^3;$$

$$S_{пл} = \ell' L = 8{,}8 \cdot 25 = 220 \text{ м}^2.$$

Подставив в формулы численные значения, получаем $L_{пред} = 25{,}8$ м, $L_ф = 17$ м. Так как $L_{пред} > L_ф$, то образуется свод самозаклинивания с коэффициентом запаса 2. Высота свода $h_c = 4{,}3$ м (60 > 4,3), поэтому условие $H' > h_{ос}$ соблюдается и земная поверхность не нарушается.

Пример 2. Определить степень опасности разрушения поверхности для тех же условий, только $d_1 = d_2 = 0{,}2$ м; $R'_{сж} = R''_{сж} = 400$ кг/см^2, $L_{пред} = 3{,}3$ м, $L_ф = 17$ м, следовательно, $L_{пред} < L_ф$.

Самозаклинивания при пролете $L_{факт}$ не произойдет. Рассчитывается $h_{ос}$: $h_{ос} = 78{,}3$ м (60 < 78,3), следовательно, деформации достигнут поверхности. Подставив численные значения, получим $h_з = 4{,}6$ м. Принимается высота закладочного массива 7 м. Оставшаяся выработка высотой h', равной 8 м, погашается изоляцией.

При этом высота зоны сдвижения h_{oc} составит 45 м (45 < 60), следовательно, $h_{oc} > H'$ и устойчивость земной поверхности обеспечивается без дополнительных мероприятий.

Вывод

Оценка состояния земной поверхности осуществляется путем определения размеров зоны сдвижения пород, что доступно корректировке в процессе подземной добычи руд.

11.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель — выбор оптимальных условий комбинирования скважинных технологий отбойки и выщелачивания руд.

Проводится исследование геологических параметров массива. Для изучения параметров участка, физико-механических и акустических свойств пород продуктивной толщи в массиве бурят скважины, например, буровой установкой СБА-500 коронками диаметром 132 и 112 мм с глинистым раствором и полным отбором керна (до 90 %).

Наблюдательные гидрогеологические скважины оборудуют фильтровальными колоннами труб диаметром 89 мм. Фильтры — щелевые с сетчатой обмоткой. Скважины для акустических исследований оборудуют сплошной колонной труб диаметром 89 мм.

Документация керна производится по мере извлечения из скважин. Для лабораторных испытаний отбор монолитов-образцов производится из каждой литологической разности пород с интервалом в 5 м.

По достижении скважинами проектной глубины до оборудования их колоннами обсадных труб проводят геофизические исследования: гамма-каротаж, электрокаротаж и инклинометрию. Гамма-каротаж выполняется, например, с аппаратурой «Зонд-1». Для точного определения глубин почвы и кровли локализации литологических разностей пород в каждой скважине при помощи каротажной станции АЭКС-1500 производят электрокаротаж методом измерения

электрического сопротивления пород и методом естественных электрических полей. По данным электрокаротажа и по керну продуктивной толщи устанавливают границы литологических разностей рудовмещающих пород.

Для изучения фильтрационных свойств, определения гидрогеологических параметров эрлифтом с компрессором ДК-9 проводят опытную откачку воды с полным восстановлением уровня после ее окончания. Глубина загрузки воздушных труб 50 м, глубина загрузки пьезометрических труб — 55 м.

Например, дебит скважины при понижении на 10,6 м составил 4,5 л/с, или 389 м^3/сут. Удельный дебит 0,42 л/с, или 36,7 м^3/сут. Статический уровень — 3,2 м от поверхности земли. Высота напора над кровлей рудного тела — 80 м. Водопроводность — 30 м^2/сут. Коэффициент фильтрации 2,1 м/сут. По условиям залегания выделяют водоносные горизонты и комплексы. Мощность водовмещающих отложений составляет 4 — 6 м. Глубина залегания кровли 8 — 10 м, подошвы — 12 — 14 м. Дебиты скважин составляют 36 — 48 м^3/сут. Минерализация вод изменяется от 0,52 до 0,68 г/дм^3. Воды по составу хлоридно-натриевые. Общая жесткость — 3,19 — 3,67 мг·экв/дм^3, pH 7 — 7,5.

Определяют физико-механические свойства пород (табл. 11.16).

Исследование технологических параметров. Рудные тела залегают на глубине от 10 до 100 м и характеризуются слабыми

Таблица 11.16

Физико-механические свойства песчаников с глинистым цементом

Показатели	Число определений	Значение показателей		
		меньшее	большее	среднее
Естественная влажность, %	24	2	15	6
Объемная масса, г /см^3	21	1,81	2,14	1,99
Плотность, г /см^3	23	2,63	2,77	2,68
Коэффициент пористости	22	0,41	0,663	0,552
Сцепление, кг·с/см^2	4	0,887	2,775	—
Угол внутреннего трения, град	4	19	35,5	—
Сопротивление сжатию, МПа	0,7	0,4	1,4	0,9

прочностными свойствами. Средний предел прочности на сжатие составляет 20 кг/см^2 с коэффициентом крепости по Протодьяконову 1. Предел прочности на растяжение 1 — 2 кг/см^2. Коэффициент сцепления изменяется по линейному закону, причем с увеличением глубины коэффициент увеличивается. Так, например, на глубине 45 м он составляет 0,09 МПа, а на глубине 130 м — 0,112 МПа.

После математической обработки результатов исследований строят частные графики изменения параметров, а по ним — обобщающий график (рис. 11.4). При увеличении расстояния от насадки до забоя резко ухудшаются показатели размыва.

Например, устанавливают, что СГД обеспечивает измельчение и выдачу на земную поверхность рудных частиц размерами до 50 мм, что создает условия для их выщелачивания.

Исследование геотехнологических параметров выщелачивания производят в кучах и в лабораторных перколяторах. Для исследования отбирают частицы крупностью 3 — 40 мм. Выщелачивание проводят в колоннах диаметром 150 см, высотой 100 см на стенде, обеспечивающем подачу реагента и сбор растворов. 3 %-ный

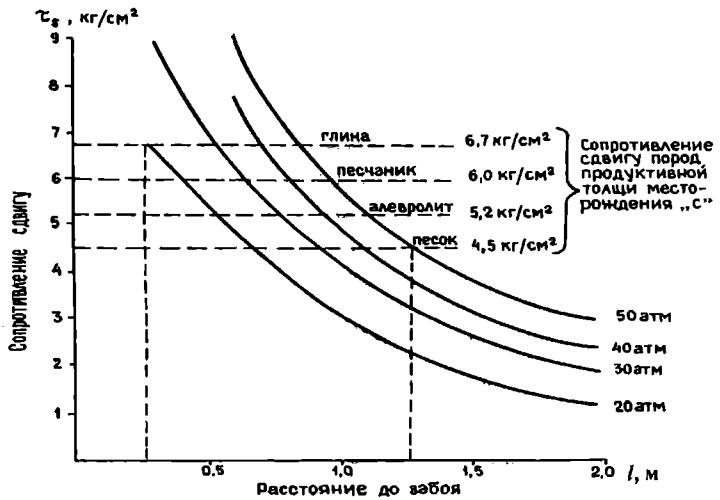


Рис. 11.4. Зависимость параметров СГД от длины размывания

раствор серной кислоты подают к перколяторам со скоростью 2,0 — 3,0 дм^3/ч. Образующийся раствор выводят с помощью сифонов к приемному концу колонны.

Фильтрационные способности руд в куче исследуют методом межскважинного акустического прозвучивания, основанным на зависимости коэффициента поглощения упругих колебаний от плотности среды. Помещая излучатель и приемник звука в скважины и измеряя амплитуду звука, выявляют структурные неоднородности массива (рис. 11.5).

В ходе измерений осуществляется: приведение измеренных значений L_s к абсолютному уровню, вычисление поправки δ_r за расхождение фронта волны, определение уровня звукового дав-

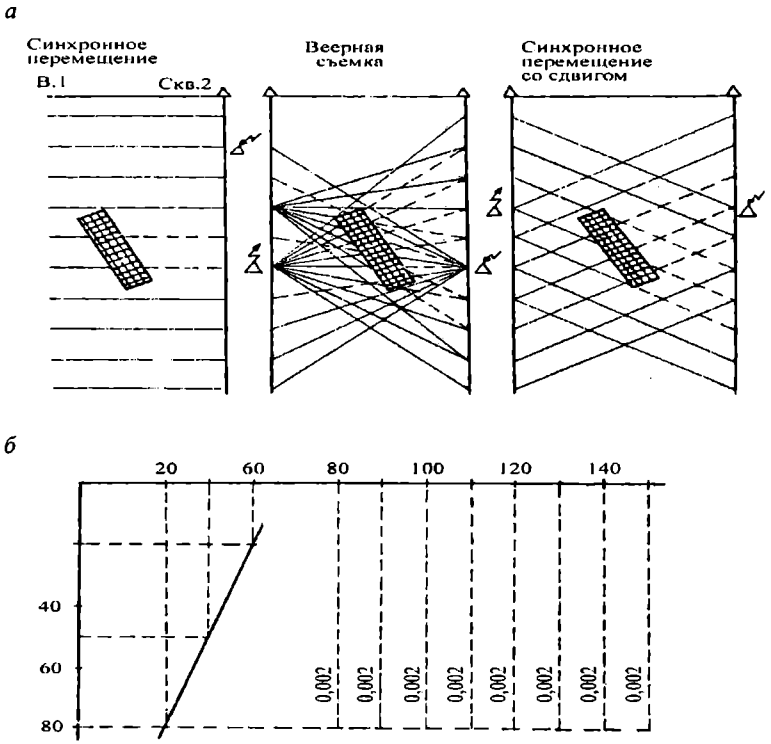


Рис. 11.5. Метод прозвучивания:
а — схемы съемок; *б* — обработка данных измерений

ления L_0 в точке излучения и вычисление коэффициента звукопоглощения $\alpha_к$ среды между излучателем и приемником.

Приведение значений уровней звукового давления L_s к абсолютным L относительно нуля шкалы децибел:

$$L = L_s + \delta_s^1;$$
$$L = L_s + \delta_s^2,$$

где $\delta_s^1 = 98$ дБ — поправка приведения при коэффициенте усиления звукоприемника $K_у = 10\,000$; $\delta_s^2 = 118$ дБ — при $K_у = 1000$.

При обработке результатов способом изолиний каждой точке пересечения лучей присваивают значение $\alpha_к$. Точки с одинаковыми значениями $\alpha_к$ соединяют изолиниями. По характеру поля изолиний судят о размерах и форме аномалий.

Для определения фильтрационной неоднородности руд исследуют:

- параметры зависимости скорости упругих волн от плотности;
- параметры взаимосвязи между скоростью упругих волн и крупностью руд;
- величины разрыхления руд.

В массиве штабеля выщелачивания взрывают заряд ВВ массой 2 кг. Для регистрации волн напряжений применяют светолучевые осциллографы Н-115 и датчики СГ-10. Датчики устанавливают по профилю в 10 точках. В каждой точке устанавливают по два датчика: один — вертикально, другой — горизонтально по оси профиля. Всего устанавливают до 20 датчиков на базе 20 м с заглублением на 0,5 м. Проводят взрывания ВВ.

Вместе с зарядом в скважину устанавливают датчик отметки момента взрыва, замкнутый через источник постоянного тока на один из гальванометров осциллографа (рис. 11.6).

По первым вступлениям датчиков и отметке момента взрыва определяют время движения фронта волн напряжений.

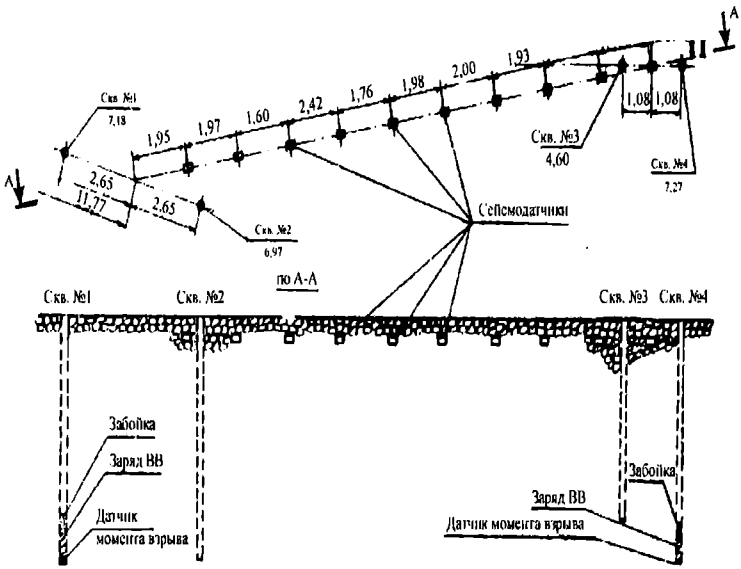


Рис. 11.6. Схема исследования скорости распространения волн

Зная время движения фронта и расстояние от заряда до датчика, определяют скорость распространения волн напряжений, которая является критерием фильтрационной способности руд.

Для массива с коэффициентом разрыхления $K_р$ = 1,6 — 1,7 и диаметром куска до 220 мм скорость распространения фронта волн напряжений составляет 507 м/с (табл. 11.17). Скорость фильтрации в отвале около 5 м/сут.

Таблица 11.17

Скорость распространения волн напряжений

Опыт	Кол-во датчиков	Расстояние, м	Время, с	Скорость, м/с
№ 1 (ℓ = 6,7 м)	20	7,2	0,0126	570
	18	7,7	0,0138	560
	16	8,3	0,0151	550
№ 2 (ℓ = 4,7 м)	20	5,2	0,0118	440
	18	5,9	0,0133	445
	16	6,8	0,0179	380
№ 3 (ℓ = 3,0 м)	2	4,9	0,0081	605
	7	7,9	0,0153	515
	10	10,7	0,0214	500

Таблица 11.8

Крупность минеральных частиц

В отвале		В модели	
Класс, мм	Выход класса, %	Класс, мм	Выход класса, %
0 –25	23	0 –0,5	23
+25 –50	22	+0,5 –1,0	22
+50 –100	20	+1,0 –2,0	20
+100 –150	20	+2,0 –3,0	20
+150 –200	15	+3,0 –4,0	15

Те же параметры исследуют на модели с соблюдением геометрического подобия материалов модели и рудного отвала (табл. 11.8).

Масштаб модели 1:50. Модели различаются уплотнением материала. Модель собирают из 5 секций диаметром 0,5 м и высотой 0,3 м. Секции соединяют между собой. Датчики устанавливают в центре модели через 0,3 м. Возбуждение упругих колебаний в модели производится ударным устройством от аппаратуры ПОСВ-3М через стальную плиту. Синхронизация ударного импульса с запуском осциллографа осуществляется электронным реле времени, которое управляет ударным устройством и запуском осциллографа для записи процесса (рис. 11.7).

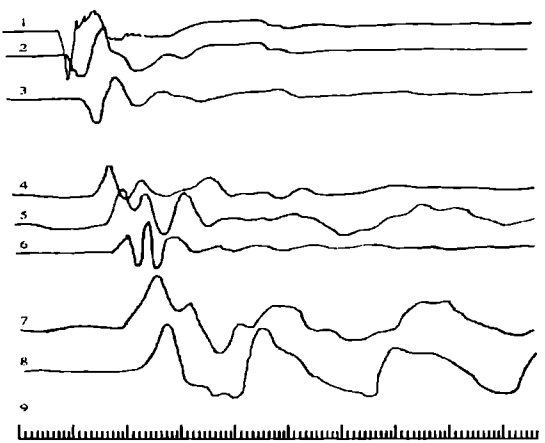


Рис. 11.7. Осциллограмма скорости распространения волн напряжений в штабеле выщелачивания:
1 — 8 — запись датчиков; *9* — запись отметчика времени

Таблица 11.19

Скорость распространения волн напряжений в модели

Опыт	Кол-во датчиков	Расстояние, м	Время, с	Скорость, м/с
№ 1	1	0,3	0,0005	670
	3	0,9	0,0014	660
	5	1,5	0,0023	645
№ 2	1	0,3	0,0005	640
	3	0,9	0,0014	635
	5	1,5	0,0025	590
№ 3	1	0,3	0,0004	705
	3	0,9	0,0013	695
	5	1,5	0,0022	680
№ 4	1	0,3	0,0004	695
	3	0,9	0,0013	685
	5	1,5	0,0026	570
№ 5	1	0,3	0,0005	600
	3	0,9	0,0015	590
	5	1,5	0/0028	540

Скорость распространения фронта волн напряжений определяют в точках вертикального профиля. Для модели с коэффициентом разрыхления 1,2 — 1,3 и средневзвешенным диаметром куска 2 — 4 мм скорость распространения фронта волн напряжений составляет 640 м/с (табл. 11.19).

С увеличением плотности в 1,2 раза скорость распространения волн напряжений увеличивается в 1,4 раза. По базовой скорости волн и скорости фильтрации можно прогнозировать скорость фильтрации в модели около 2 м/сут.

Растекание растворов при выщелачивании исследовали на стенде из трубы диаметром 600 и высотой 1500 мм, в которую отдельными порциями засыпалась руда крупностью +5 –10 мм (рис. 11.8).

Колонна оборудована днищем *4*, позволяющим расчленить поток на ряд участков, каждый из которых характеризуется определенной скоростью движения воды и степенью заполнения порового пространства. Разделение зоны растекания осуществляется с помощью концентрично расположенных в основании

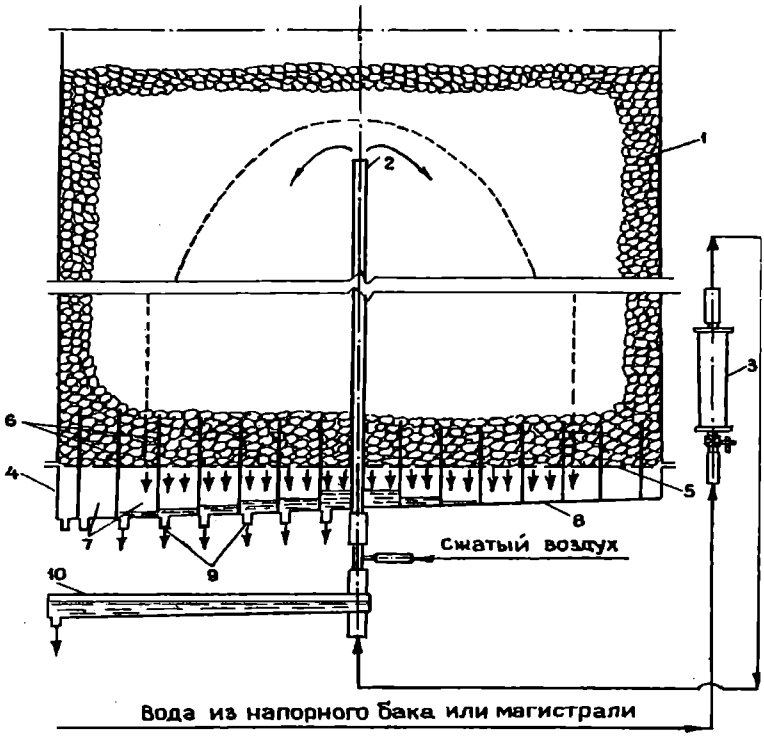


Рис. 11.8. Стенд для исследования параметров растекания раствора:
1 — руда; *2* — раствор; *3* — мерная емкость

колонны цилиндров, приваренных к перфорированному диску (ложному диску) *5* и образующих (с учетом корпуса колонны) ряд кольцеобразных изолированных друг от друга приемных *6* и расходных *7* отсеков. Отсеки изолированы один от другого и имеют общее дно *8*.

Расходные отсеки снабжены патрубками *9*, с помощью которых дренирует раствор. Сечение патрубков обеспечивает свободный сток воды. Подпор со стороны днища исключается перфорацией. Количество раствора контролируется с помощью водосборного лотка.

При изменении разрыхления с 1,80 до 1,70, т.е. всего на 10 %, плотность заполнения порового пространства уменьшается почти в два раза. Чем меньше коэффициент разрыхления, тем стабильнее процесс передачи вещества из руды в растворитель и

продуктивные растворы в разных точках зоны потока меньше различаются по концентрации металла. Увеличение радиуса зоны разрыхления путем повышения расхода растворителя ведет к перерасходу реагента и снижению концентрации металла в продуктивных растворах.

Одной из задач исследования является изучение возможности интенсификации процесса с помощью сжатого воздуха, нагнетаемого вместе с водой при давлении воздуха от 0,5 до 2 атм (табл. 11.20).

Таблица 11.20

Влияние воздушной струи на размеры зоны орошения

P = 0,5 атм		P = 1,0 атм		P = 1,5 атм		P = 2 атм	
Расход, $см^3$/мин	Δq, $см^3$/мин	Расход, $см^3$/мин	Δq, $см^3$/мин	Расход, $см^3$/мин	Δq, $см^3$/мин	Расход, $см^3$/мин	Δq, $см^3$/мин
166,1	6,41	166,1	8,55	166,1	7,8	269	17,8
398	28	269	15,6			431	18,6
1062	21,3	398	31	398	41,7	439	23
1097	31,6	431	14,9	1062	39,9	760,5	32,3
		439	23,5	1097	63,4	1502	130
		760,5	17,3			1519	132
		1062	37,3			1494	101,7

Сжатый воздух не оказывает заметного влияния на структуру потока и его размеры из-за малой вязкости. Даже при давлении 2 атм эффект увеличения зоны орошения не превысил 10 %.

Вывод

Гидрогенное месторождение отличается сложностью геологического строения, повышенной обводненностью и пригодно для комбинированной разработки скважинными технологиями отбойки и выщелачивания руд при детальном обосновании.

11.9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СПЕЦИАЛЬНЫХ МЕТОДОВ РАЗРАБОТКИ

Цель — оценка перспектив применения специальных технологий разработки на примере гидрогенного месторождения.

Исследование сырьевой базы. Оценка запасов, которые могут быть извлечены методом СГД, производится на основании комплексных исследований. За нижний предел содержания металла в руде принято бортовое содержание для традиционного способа отработки (табл. 11.21).

Таблица 11.21

Распределение запасов руды и металла по месторождению, %

Распределение запасов	Всего		Участок 1		Участок 2		Участок 2		Участок 2	
	Руда	Металл	Руда	Металл	Руда	Металл	Руда	Металл	Руда	Металл
Рудник										
Всего	100,0	100,0	63,6	62,2	20,0	21,1	8,1	6,5	3,8	3,0
До 100 м	44,7	42,2	17,8	15,5	10,5	11,5	8,1	6,5	3,8	3,0
Конгломераты	6,1	6,6	—	—	2,9	2,8	—	—	0,6	0,9
ВРГ	15,6	13,1	12,3	10,2	2,3	2,2	—	—	1,0	0,7
До 100 м	10,2	8,2	6,9	5,4	2,3	2,2	—	—	1,0	0,7
Конгломераты	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
НРГ	84,4	86,9	51,3	53,0	17,7	18,9	8,1	6,5	2,8	2,3
До 100 м	34,5	34,0	10,9	9,7	8,2	9,3	8,1	6,5	2,8	2,3
Конгломераты	6,1	6.6	—	—	2,9	2,8	—	—	0,6	0,9
Карьер										
ВРГ и НРГ			100	100	100	100	100	100	100	100
До 100 м	—	—	27,9	23,8	52,6	54,5	100	100	100	100
Конгломераты	—	—	—	—	14,7	13,0	—	—	15,4	31,6
ВРГ	—	—	19,4	16,1	11,4	10,5	—	—	26,7	22,5
До 100 м	—	—	10,8	8,5	11,4	10,5	—	—	26,7	22,5
Конгломераты	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
НРГ	—	—	80,	83,9	88,6	89,5	100	100	73,3	77,5
До 100 м	—	—	17,5	15,3	41,2	44,1	100	100	73,3	77,5

Способом скважинной гидродобычи может быть извлечено не менее 25 % руды до глубины 100 м запасов месторождения, которые традиционным технологиям недоступны.

Комбинирование возможностей СГД и КВ позволяет эффективно использовать важную общую особенность обеих технологий — гранулометрический состав руд.

При использовании способа СГД горная масса проходит гравитационное обогащение на месте добычи. По трубопроводам пульпа поступает в сгуститель — гидроциклон, где часть воды отделяется и сбрасывается в отвал, а пески сгустителя выгружаются на классификационную решетку классификатора. Подрешетный продукт подвергается классификации, в результате чего в слив гидроклассификатора уходит мелкий продукт (–3 мм). На грохоте остаются куски +20 мм. Пески –20 +3 мм транспортируются грунтовым насосом 5ГР на решетку классификатора. Отходы производства (–3 мм) транспортируется грунтовым насосом в гидроциклон, после которого основная масса полезного компонента пригодна для выщелачивания металлов.

Эффективность и конкурентоспособность геотехнологий при сравнению с традиционными способами разработки месторождений зависят от полноты извлечения полезного компонента. Способ выщелачивания не может конкурировать с традиционной разработкой руд при извлечении ниже 72 — 70 %.

Закономерности распределения полезного компонента в руде исследуют для использования их при оценке эффективности выщелачивания металлов в зависимости от гранулометрического состава продуктов СГД.

Исследования проводят с помощью стационарной геофизической аппаратуры ПП-12. Исследуемый материал, например урановую руду, загружают в металлический ящик, который располагают между двумя геофизическими датчиками (рис. 11.9).

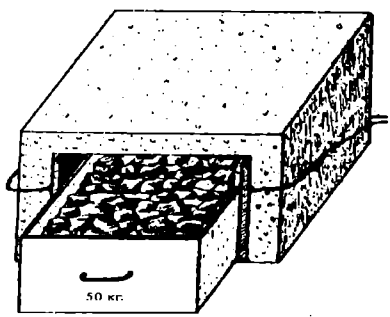


Рис. 11.9. Определение содержания металлов в гранулометрических классах руды

Исследуют пробы рудного материала по классам крупности: 0 — 5 мм; 5 — 10 мм; 10 — 15 мм; 15 — 20 мм; 20 — 30 мм; 30 — 40 мм и более 40 мм, полученные при СГД. Масса пробы по каждой фракции 100 кг. Содержание полезного компонента в отбитой руде снижается с увеличением размера кусков. Среднее содержание в крупной руде ниже, чем в оптимальном, с точки зрения выщелачивания, продукте или в кусках размером от 3 до 40 мм. Суммарное количество металла в них с учетом весового выхода этих классов превышает 92 % от исследуемого объема.

Кривая изменения содержания металла в интервале между размерами кусков 30 — 40 мм медленно удаляется от оси X, а далее резко идет вверх. В указанном интервале содержание полезного компонента мало отличается от среднего показателя (рис. 11.10).

Максимальное количество металлов содержится во фракциях 0 — 50 мм. На долю этих классов приходится до 90 % металла, а остальные фракции на количество металлов практически не влияют. Поскольку продуктом СГД являются фракции –60 +3 мм, то показатели выщелачивания металлов должны быть приемлемыми.

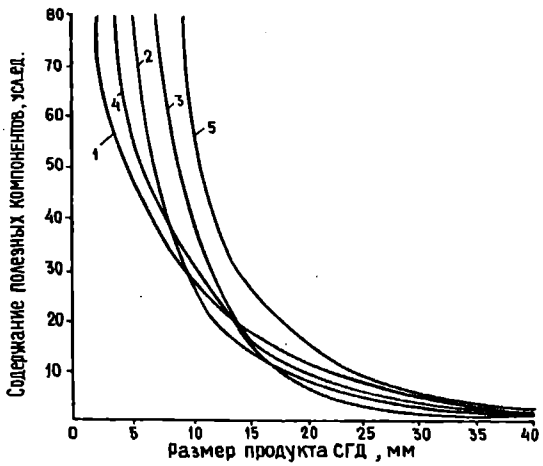


Рис. 11.10. Распределение металлов в зависимости от крупности частиц:
1 — 5 — серии исследований

Исследуемая закономерность описывается нормальным законом Гаусса. Размер, соответствующий среднему, отражает качество подготовленной для подземного выщелачивания руды более объективно, в отличие от средневзвешенного линейного размера, который не учитывает неравномерности распределения металла между фракциями.

Для гидрогенного месторождения сравниваются технологические варианты добычи и переработки руд. По граничным условиям принимаются или отвергаются варианты технологий.

Традиционные технологии отвергаются ввиду расположения руд в зоне плывунов и очевидной нерентабельности извлечения металлов из руд ниже бортового содержания.

Кучное выщелачивание. Сырьем для выщелачивания служат металлосодержащие породы, бедные и трудно перерабатываемые руды с диаметром куска 20 — 50 мм размерами 1 — 5 мм. Технико-экономические показатели кучного выщелачивания зависят от степени извлечения металлов из руд, расхода реагентов и интенсивности выщелачивания. Эти факторы связаны с технологическими параметрами процесса: крупностью рудного материала, высотой и порядком укладки штабеля, активностью агента, технологическими режимами подачи реагентов, применяемыми окислителями и геотехнологическими свойствами руд. Указанным требованиям в полной мере отвечают руды рассматриваемого месторождения, извлекаемые на поверхность методом СГД.

Шахтное подземное выщелачивание. Руда магазинируется с количеством руды в каждом блоке до 100 тыс. т и более (при выдаче на поверхность до 40 % общего количества отбитой горной массы). Гранулометрический состав руды, подвергающейся выщелачиванию в блоках: –200 +100 мм — 22,3 %; –100 +5 мм — 19,2 %; –50 +25 мм — 27,7 %; — 25 мм — 30,8 %. Орошение блока ПВ осуществляется с обеспечением смачивания всей руды. Просочившийся через толщу руды продуктивный раствор собирается на днище под блоком, откуда после осаждения взвесей направляется на переработку. Металлосодержащие технологические растворы, поступающие из дренажных скважин по трубам и канавкам, собирают в приемном зумпфе, из которого насосами по трубопроводам выдают на поверхность к перерабатывающим установкам.

В качестве растворителя металлов применяется 3 %-ный водный раствор кислоты, подаваемый в блок в количестве 60 — 100 л/м^2/ч. Скорость просачивания раствора через руду от 3 до 6 м/ч. Выход металлосодержащих растворов — 0,7 — 1 м^3/т руды при концентрации металла около 145 мг/л. Извлечение металла из руды в раствор 60 — 67 %, извлечение металла из продуктивных растворов — около 98 %. Растворы в блок подают до тех пор, пока концентрация металлов не достигнет значений, при которых дальнейшее выщелачивание становится нерентабельным.

Условиям рассматриваемого участка месторождения технология ШПВ не отвечает по тем же признакам, что и традиционная, так как требует создания дорогостоящего подземного комплекса выработок для отработки некондиционных для такой технологии руд.

Скважинное подземное выщелачивание металлов (СПВ). Геотехнологический комплекс включает в себя скважины технологические, подачи растворов и наблюдательные. Перерабатывающий комплекс состоит из узлов: насосного, приготовления растворов, осаждения металлов и связывающих их коммуникаций. Производительность комплекса 30 — 50 м^3/ч.

Технология СПВ пригодна для отработки части запасов месторождения по фактору содержания металлов. Широкому ее применению препятствует обводненность месторождения. Возрастают потери реагентов и продуктивных растворов (табл. 11.22).

Таблица 11.22

Типизация условий применения геотехнологических схем

Фактор	Технологические схемы выщелачивания металлов		
	КВ	ШПВ	СПВ
Климат	Теплый, умеренный	Теплый, умеренный	В суровом — затраты на тепло
Тип месторождения	Руды любого типа	Руды скальные	Коры выветривания, россыпи, руды дробленые
Морфологический тип руд	Любые	Любые	Преимущественно пласты
Морфология рудных тел	Сравнительно простая	Простая и сложная	Простая и сложная

Окончание табл. 11.22

Фактор	Технологические схемы выщелачивания металлов		
	КВ	ШПВ	СПВ
Состояние горного массива	Зоны дробления, рассланцевания,	Зоны дробления, рассланцевания	Зоны дробления, дисперсные среды
Глубина залегания, м	от 0 до 200	от 50 — 60 до 500	от 0 — 30 до 700 —1200
Мощность рудных тел	от 5 — 10 до 20 — 30 м	Любая	Большой и средней мощности
Обводненность рудных тел, $м^3/ч$	Притоки 200 — 500	Притоки 100 — 300	Полностью обводненные
Минерализация вод	Пресные	Пресные, слабосоленые	Минерализованные
Коэффициенты фильтрации, м/с	Любые	0,5 — 5,0 и более	0,5 — 20
Температура, °С	от +4 до +50	от +4 до +40	от +4 до +80
Тип минерализации	кварцевые, сульфидные, окисленные		Сульфидные, окисленные, россыпное золото
Содержание сульфидов, %	до 1	до 2	до 10
Степень окисленности руд	Окисленные		Окисленные и смешанные
Характер минерализации	Прожилковый, вкрапленный		Прожилковый, вкрапленный, дисперсный

Технология СПВ включает в себя процессы:

- вскрытие рудного тела скважинами по сети (30 ÷ 35) (10 ÷ 15)м;
- бурение наблюдательных скважин;
- подготовка рудного пласта к СПВ);
- выщелачивание металлов при подаче растворов с напором;
- подача растворов на поверхность через откачные скважины;
- извлечение металлов;

• рекультивация недр, включающая нейтрализацию остаточных растворов или их вытеснение.

Эксплуатационные блоки представляют собой системы закачных и откачных скважин. Поток реагентов по пути фильтрации растворяет и переносит полезный компонент. Извлечение компонента из растворов выщелачивания осуществляется методами гидрометаллургии, растворы укрепляются и возвращаются в голову процесса.

Вывод

1. Для отработки до 20 — 25 % запасов месторождения наиболее приемлем комбинированный способ скважинной гидродобычи и кучного выщелачивания металлов.

2. Максимальное количество металлов в продукте СГД содержится в руде крупностью до 50 мм.

МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Глава
12

12.1 МЕТОДИКА ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Методика определения параметров подземного выщелачивания включает оценку возможности применения подземного выщелачивания для повторной разработки месторождений (табл. 12.1).

Таблица 12.1

Методика оценки возможности выщелачивания металлов из руд

Процесс	Операция	Исходные данные	Параметры и задачи
Прогноз применения ПВ	Геологическое обоснование	Характеристика руд, пород и рудных тел. Гидрогеология, водо- и газопроницаемость	Выбор реагентов для перевода металлов в растворы и товарные продукты. Расчет их стоимости
	Выбор масштабов производства	Склонность к окислению и самовозгоранию	
		Закономерность изменения оруденения. Количество руд, их состояние и доступность	Обеспечение рентабельности и сроков отработки
Вскрытие руд	—	Структурные и текстурные особенности. Гранулометрический состав руд	Исследование слеживаемости, склонности к самовозгоранию, измельчению под влиянием агентов, склонности обнажать минералы в результате взрывных работ и воздействия агентов
Перевод металлов из руды в раствор	Определение концентрации реагентов и расхода растворов	Минералогический состав руды и вмещающих пород. Растворимость минералов	Изучение интенсивности выщелачивания. Определение скорости подачи растворов. Выбор интенсификаторов процесса
Улавливание растворов	Аналитические и натурные исследования	Трещиноватость, скорость фильтрации растворов. Данные гидрометаллометрических съемок в выработках	Сбор продуктивных растворов, борьба с потерями путем устройства завес, перемычек

Окончание табл. 12.1

Процесс	Операция	Исходные данные	Параметры и задачи
Извлечение металлов из растворов	Лабораторные и натурные исследования	Концентрация катионов металлов в продукционных растворах. Загрязненность растворов	Извлечение металлов в концентрат и повышение содержания в концентрате
Охрана окружающей среды	—	Содержание вредных примесей в отходах производства	Локализация отходов

При определении параметров процесса исследуют:

- состав выщелачивающих растворов;
- удельную нагрузку растворов на разрушенную массу;
- скорость продвижения фронта выщелачивания;
- характер извлечения металлов из растворов и состав осадителя;
- расход реагентов на 1 кг металлов.

Месторождения различаются горно-геологическими особенностями, поэтому масштабы геотехнологического производства определяются отдельно для каждого месторождения и даже для отдельных его участков.

Анализ факторов, влияющих на эффективность подземного выщелачивания, показывает, что основными из них являются: мощность рудного тела, содержание металла в руде и масштабы производства.

После расчета технико-экономических показателей на средние параметры производятся расчеты при изменяющихся параметрах (мощность рудного тела, содержание металлов в руде и масштабы производства). Интервал изменения определяется по геологическим данным.

На основании расчетов строят зависимость себестоимости 1 т металла от масштабов производства и содержания металлов в руде при изменяющейся мощности рудных тел.

Пример. Содержание металлов в руде изменяется от 0 до 2,5 %, а мощность — от 2 до 20 м. Возможные масштабы производства изменяются от 105 до 630 тыс. т/год.

Товарная стоимость металла составляет 3443 руб/т. Определить рентабельные масштабы производства, если содержание металлов в руде 1 % и мощность рудного тела 10 м. Себестоимость рассчитывается при изменяющихся мощности рудного тела, содержании металлов в руде и масштабах производства (табл. 12.2).

Аналогично рассчитывается себестоимость 1 т металла при другой мощности рудных тел. Затем строятся зависимости себестоимости от содержания металлов в руде при изменяющейся мощности рудного тела (рис. 12.1, *а*).

Таблица 12.2

Расчет годового производства при мощности рудного тела 2 м

Содержание металлов, %	Расход	Цена, руб/ед.	Количество	Сумма, тыс. руб.	Себестоимость, руб/т	
					руды	металла
	1. Заработная плата, чел/год:					
	рабочих	2759	75	206,9	1,24	
	ИТР	2400	17	40,8	0,10	
	служащих	1560	4	6,3	0,18	
	МОП	910	3	2,7	1,47	
	охрана	860	3	2,6	0,96	
	2. Затраты на проведение горно-подготовительных выработок:					
	горизонтальных	14,4	7979,2	114,9		
	вертикальных	41,0	2099,5	86,1		
	Реагенты, г:					
0,5	поваренная соль	1,5	556,5	1,67	0,008	
1,0			1113,0	3,34	0,016	
1,5			1669,5	5,01	0,024	
2,0			2226,0	6,68	0,032	
2,5			2782,5	8,35	0,040	
0,5	серная кислота	32	1669,4	53,42	0,25	
1,0			3338,7	106,34	0,85	
1,5			5008,1	160,26	0,76	
2,0			6677,5	213,68	1,02	
2,5			8446,9	267,10	1,27	

Окончание табл. 12.2

Содержание	Расход	Цена, руб/ед.	Количество	Сумма, тыс. руб	Себестоимость, руб/т	
					руды	металла
0,5	кальцинированная сода, г	35	1391,1	48,69	0,23	
1,0			2782,3	97,38	0,46	
1,5			4173,4	146,07	0,69	
	Электроэнергия				0,32	
	Мазут				0,34	
	Амортизация				0,67	
	Текущий ремонт				0,33	
	Содержание				0,21	
	ВГСЧ				0,59	
	Возмещение ГРР				0,35	
0,5					5,76	1537,9
1,0					6,26	835,7
1,5					6,76	636,1
2,0					7,26	4885,0
2,5					7,76	410,5

Далее производится расчет себестоимости 1 т металла при изменяющихся масштабах производства. При этом мощность рудного тела принимается постоянной и равной средней по месторождению.

Зависимость себестоимости металла от масштабов производства интерпретируется графически (рис. 12.1, *б*). По полученным зависимостям определяют рентабельные масштабы производства при заданных мощности рудного тела и содержании металлов в руде.

Если содержание в руде равно 1 % и мощность рудного тела 10 м, то согласно графику (рис.12.1, *а*) себестоимость 1 т металла — 640 руб. Товарная же стоимость — 443 руб/т.

По второму графику по полученной себестоимости и мощности определяют рентабельность и масштабы производства, в данном случае 320 тыс. т. Это означает, что применение выщелачивания в меньших масштабах нецелесообразно.

Вовлечение в эксплуатацию дополнительно к балансовым запасам, разрабатываемым традиционным способом, «металлоносной закладки», разрабатываемой с помощью выщелачивания, оказывает влияние на технико-экономические показатели рудника и

обогатительной фабрики. Это влияет на величину извлекаемых запасов и содержание металлов в руде; эксплуатационные затраты; показатели использования капиталовложений и производственных фондов; производительность труда, производственную мощность предприятия (по металлам) и срок отработки месторождения.

Технология выщелачивания как сложная динамическая система характеризуется рядом влияющих факторов: природных, горно-технических, технологических, экономических и организационных и множеством состояний, каждое из которых подчиняется закону функционирования.

Группа управляемых параметров — производственная мощность, количество потерянных и забалансовых руд, коэффициент извлечения металлов, расход реагентов и энергии и т.д. Выходные

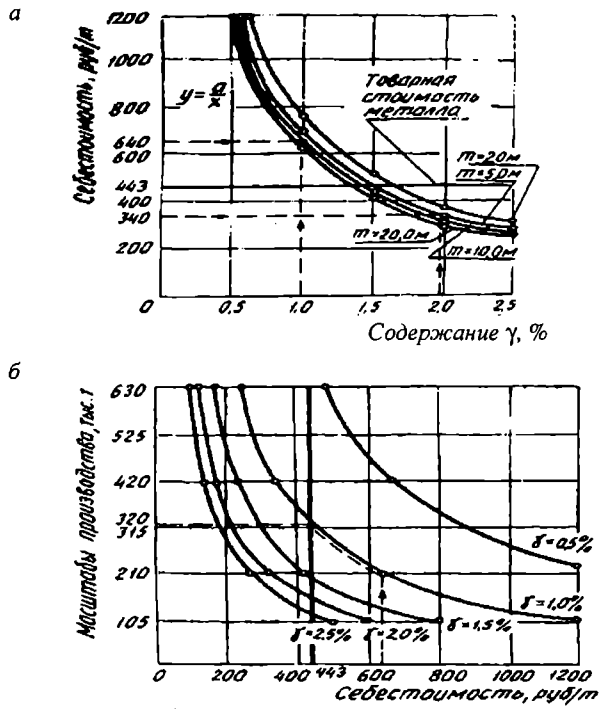


Рис. 12.1. Номограмма для определения рентабельных масштабов производства при заданных параметрах:
а — мощность рудного тела; *б* — содержание металлов в руде

параметры характеризуют обобщающие экономические показатели: себестоимость добычи и переработки, условную прибыль, экономические преимущества, экологические достоинства и т.д.

Экономико-математическая модель дополняется элементом экологии, так как кроме экономии от получения металлов без существенных капиталовложений в горное производство геотехнологии принесут пользу, которую пока еще трудно выразить в деньгах.

Конечной целью методов обоснования эффективности геотехнологий является нахождение такой комбинации технологических решений, которая в данных условиях обеспечивает экстремум целевой функции. При математическом моделировании применен метод перебора вариантов, позволяющий приближаться к оптимуму — нахождению экстремума функции вида с помощью ЭВМ:

$$Э = f(x_1, x_2, ..., x_n) \to \max(\min),$$

где Э — критерий эффективности; $x_1, ..., x_n$ — варьируемые параметры.

Целевая функция работает в условиях ограничений:

$$a_i(x_1, x_2, ..., x_n) \geq 0,$$

$$g_k(x_1, x_2, ..., x_n) = 0,$$

где a_i — параметры процесса; $i = (1, m)$ — число ограничений параметров; g_k — равенства; $k = (1, n)$ — число ограничений равенств.

Критерием оптимальности является прибыль, руб.

$$\sum_{t=1}^{t_c+t_p} П_{рп} = \sum_{t=1}^{t_p} A_t (Ц_{дт} - С_{дт}) \frac{1}{(1+E)^{t_p-1}} + \sum_{t=1}^{t'_c} K_x (1+E_н)^{t'_c} +$$

$$+ \gamma_x \left[\sum_{t=1}^{t_p} A_{пт} (Ц_{дпт} - С_{дпт}) - \sum_{t=1}^{t_c} K_{пт} (1+E_н)^{t_c} \right],$$

$$C_д = \frac{1 - Р_б}{1 - П_б}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A'_5 + A'_6,$$

где γ_x — доля потерянных и забалансовых руд в объеме производства, доли ед.; A_t — производственная мощность предприятия в t-й год, т/год; $t_р$ — время применения технологий с выщелачиванием, лет; t_c — срок строительства объектов выщелачивания, лет; t'_c — сроки строительства объекта, лет; $Ц_{дt}$ и $С_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой руды и затраты на ее добычу и переработку в t-й год, руб/т; K_{xt} — капиталовложения в объект выщелачивания в t-й год, руб.; $A_{пt}$ — производственная мощность предприятия по переработке в t-й год, руб/т; $Ц_{дпt}$ и $С_{дпt}$ — извлекаемая при выщелачивании ценность и затраты на это в t-й год, руб/т; $K_{пt}$ — затраты на строительство и освоение дополнительных объектов в t-й год, руб.; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли, доли ед.; $E_н$ — процентная ставка за банковский кредит для выполнения дополнительных работ, доли ед.; $П_б$ и $Р_б$ — потери и разубоживание при базовом варианте, доли ед.; П и Р — то же, при варианте выщелачивания; A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, на амортизацию и на горно-подготовительные работы, отнесенные на 1 т балансовых запасов при базовом варианте, руб/т; A_4, A_5, A_6 — затраты на управление массивом и обогащение при базовом варианте в расчете на 1 т добываемой рудной массы, руб.; A'_5 и A'_6 — затраты на управление массивом и обогащение при новом варианте на 1 т руды, руб.

На уровень эксплуатационных затрат влияют геологические, технические, технологические и экономические факторы. Опыт использования линейных уравнений множественной регрессии указывает на их недостаточную корректность. Линейность обеспечивается не всегда. В период экономических изменений в хозяйственном механизме стоимостные соотношения изменяются некорректно. Отсутствует элемент стабильности условий как обязательный закон использования статистических закономерностей.

В первом приближении для ориентировочной оценки определяем эксплуатационные расходы, связанные с геотехнологическим извлечением металлов из потерянных и забалансовых руд:

$$C = (a + b)(A + k)M,$$

где А — объем добычи, физ. ед./ед.; a — условно-постоянная часть эксплуатационных расходов, не зависящая от количества добычи, ден. ед./ед. времени; b — коэффициент, характеризующий переменную часть расходов, пропорциональных объему добычи на 1 ед. металла; k — коэффициент, характеризующий переменную часть эксплуатационных расходов, пропорциональных количеству металлов, извлекаемых по геотехнологии; М — количество металла в готовой продукции, т/ед. времени.

При выщелачивании металлов из руд, оставленных в отработанном пространстве действующих рудников, следует соблюдать условия:

- повторная отработка выщелачиванием не должна быть опасной и нарушать нормальную деятельность предприятия;
- технико-экономическая эффективность деятельности предприятия при этом должна возрасти;
- по возможности совмещать повторную отработку выщелачиванием с очисткой рудничных вод.

Принципиальная технологическая схема для выщелачивания металловиз сульфидных руд, оставленных в пустотах, показана на рис. 11.3.

Продукционные растворы, прошедшие отработанное пространство, и рудничные воды собираются в отстойнике твердых взвесей *2*, рассчитанном на трехчасовую производительность системы. Очищенные от твердых взвесей растворы подаются в емкость *3*, где идет комплексное осаждение всех металлов при pH 9. В качестве осадителя можно использовать кальцинированную соду или известковое молоко. Осветленные растворы поступают в зумпф главного насоса *1*, откуда после подкисления до установленного предела подаются в пустоты. Часть очищенных растворов сбрасывается в природную гидросеть.

Комплексные осадки из осадительных емкостей направляются в агитатор *4*, куда подается раствор серной кислоты до pH 2. Гель интенсивно перемешивается с кислотой, при этом цинк, железо и сопутствующие им металлы переходят в раствор, а труднорастворимый в кислой среде сульфат свинца направляется на центрифугу *8* для обезвоживания (В = 15 %).

Верхний слив поступает в емкость *5*, где он смешивается с пульпой пиралюзита (MnO_2) или обрабатывается хлором для перевода железа в трехвалентную форму. В емкости *6* все железо осаждается при pH 4 ÷ 5. Очищенный от железа раствор поступает в емкость *7*, где нейтрализуется при pH 9 для осаждения цинка, который подвергается обезвоживанию до В = 60 % на центрифуге.

Осветленный раствор направляется в приемный колодец главного насоса или сбрасывается в природную гидросеть.

Рассмотрим потенциально возможные опасности предлагаемой технологической схемы для людей и технических сооружений участка выщелачивания и смежных с ним. В табл. 12.3 приведены реакции окисления и растворения минералов при выщелачивании металлов из руд Архонского месторождения. Данные таблицы и результаты катотермических съемок в выработках Архонского рудника, на котором происходит природное выщелачивание, свидетельствуют, что в основном выделяется CO_2. Его выделение также возможно при растворении нерудных минералов и окислении древесины, оставшейся в пустотах. Нормативных данных для определения количества углекислого газа нет.

Согласно ЕПБ, концентрация CO_2 на исходящей струе не должна превышать 0,5 %. Для предварительного определения количества газа при выщелачивании нужно знать минералогический состав руды, характеристику реагентов и производительность участка. По этим данным можно рассчитать количество воздуха, необходимое для разбавления углекислого газа до ПДК (см. табл. 12.3).

Таблица 12.3

Реакции окисления и растворения сульфидов при выщелачивании

Реакция	Новообразование	Газ	Количество газов, кг/кг
$MeS + 2O_2 = MeSO_4$	$MeSO_4$	—	—
$MeS_2 + 2H_2O + 3{,}5O_2 = MeSO_4 + H_2SO_4$	$MeSO_4$ H_2SO_4	—	—
$MeS + H_2SO_4 = MeSO_4 + S^0_т + H_2\uparrow$	$MeSO_4$	H_2	0,02
$2FeSO_4 + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Fe_2(SO_4)_3 + H_2O$	$Fe_2(SO_4)_3$	—	—
$Fe_2(SO_4)_3 + H_2O = 2FeSO_4 + H_2SO_4 + 0{,}5O_2$	$FeSO_4$	O_2	
$CaCO_3 + H_2SO_4 = CaSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow$	$CaSO_4$	CO_2	0,44
$MgCO_3 + H_2SO_4 = MgSO_4 + H_2O + CO_2\uparrow$	$MgSO_4$	CO_2	0,52
$MeSO_4 + CaCO_3 = MeCO_3 + CaSO_4$	$MeCO_3$ $CaSO_4$		—
$MeSO_4 + MgCO_3 = MeCO_3 + MgSO_4$	$MeCO_3$ $MgSO_4$	—	—
$ZnS + 2NaCl + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Na_2SO_4 + ZnCl_2 + S^0_т + H_2O$	Na_2SO_4 $ZnCl_2$		—
$PbS + 2NaCl + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Na_2SO_4 + PbCl_2 + S^0_т + H_2O$	Na_2SO_4 $PbCl_2$		—
$FeS_2 + 2NaCl + H_2SO_4 + 0{,}5O_2 = Na_2SO_4 + FeCl_2 + 2S^0_т + H_2O$	Na_2SO_4 $FeCl_2$		—
$CaCO_3 + 2NaCl + H_2SO_4 = Na_2SO_4 + CaCl_2 + H_2O + CO_2\uparrow$	Na_2SO_4 $CaCl_2$	CO_2	0,44
$MgCO_3 + 2NaCl + H_2SO_4 = Na_2SO_4 + MgCl_2 + H_2O + CO_2\uparrow$	Na_2SO_4 $MgCl_2$	CO_2	0,52

При правильном режиме проветривания выделяющиеся газы, пары и пыль в пределах, превышающих ПДК, не должны попадать в выработки, где находятся люди. Нарушение режимов проветривания повышает концентрацию углекислого газа, однако опасность взрыва и пожара не возрастает. При правильной организации газы, выделяющиеся при выщелачивании, не оказывают существенного влияния на нормальную деятельность рудника.

Опыт выщелачивания металлов из руд на месте залегания свидетельствует о преимуществах этого способа в сравнении с традиционными способами в отношении травматизма и профзаболеваний (меньшая трудоемкость работ, использование средств автоматизации и дистанционного управления, более высокий технический уровень производства).

Однако совмещение его с традиционными способами добычи на действующем руднике возможно при определенных условиях. Наиболее благоприятные условия создаются при территориальной, воздушной и гидравлической разобщенности участков с различными способами добычи.

Совмещение более сложно, когда эксплуатационные работы ведутся одновременно на различных горизонтах при общей системе выработок вскрытия.

Неудовлетворительное совмещение повышает опасность:

- при дополнительном загрязнении атмосферы в действующих выработках газами, пылью и парами, выделяющимися на участках выщелачивания;
- неуправляемом проникновении агрессивных растворов и вод участков выщелачивания в действующие выработки и технические сооружения рудника;
- повышении пожарной опасности;
- накоплении в отработанном пространстве жидких продуктов, выбросы которых в выработки возможны.

Опасность возникает в результате неуправляемого проникновения высокоминерализованных агрессивных растворов в действующие выработки. Поэтому необходимым условием совмещения технологий является изучение путей миграции растворов через пустоты путем предварительных и систематических в период эксплуатации гидрометаллометрических съемок.

Технологические растворы выщелачивания считаются агрессивными для технических сооружений и людей. Однако степень их агрессивной активности низка, потому что концентрация серной кислоты в них не превышает 0,5 %. Опасность контактов лю-

дей с реагентом возможна только при прорыве трубопроводов и выбросе селей и растворов при скоплении их в отработанном пространстве.

В случае проникновения растворов в действующие выработки участки прорывов локализуют, а проникшие растворы собирают и нейтрализуют карбонатными породами.

Для предотвращения выбросов воды учитывают количество растворов, поступающих и выходящих из участка выщелачивания. Для этого используют расходомеры и pH-метры, регистрирующие части которых выводятся на диспетчерский пункт. Мероприятия позволяют безопасно совмещать обычную отработку с повторным выщелачиванием.

О возможности самовозгорания и саморазогревания руды и боковых пород судят по их минералогическому и химическому составу. Предлагаемая технологическая схема в отношении пожаров не опасна.

На входящей и исходящей струях участка выщелачивания устраиваются замерные станции, на которых определяется количество воздуха, отбираются пробы на определение O_2, NO_2, NO_4, CO_2 и H_2S, замеряются температура, влажность и содержание в воздухе тяжелых металлов. Рудничная атмосфера контролируется на содержание CO_2, NO_4 и H_2S ежесуточно.

Пустоты рудников заполнены обрушенными боковыми породами и металлоносной закладкой. Они постепенно уплотняются, расширяя зоны трещиноватости. Каждый отработанный блок можно рассматривать как емкость, заполненную бедной рудной массой, или перколятор. Если сквозь руду проникают вода и воздух, в окружающую среду выносятся металлы. Природные растворы можно концентрировать и посредством канализации направлять на осадительные установки.

При выборе технологической схемы желательно определить количество таких вод, чтобы использовать их для выщелачивания. Совмещение процессов осаждения металлов из продукционных растворов и из рудничных вод позволит снизить затраты по очистке последних.

Для более детальной проработки схемы совмещения традиционной технологии с выщелачиванием рассмотрим пример.

Количество потерянной руды составляет 3,41 т/м^2. Приведенная средняя толщина слоя руды на почве при плотности раздробленной руды 1,8 т/м^3 равна 1,9 м.

Условная площадь забоя для орошения при выщелачивании:

$$(220 \cdot 1{,}9) \sin 75° = 420 \text{ м}^2.$$

При удельном расходе раствора 0,24 м^3/(ч·м^2) производительность участка по растворам:

$$420 \cdot 0{,}24 = 100 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Возможны три схемы размещения основных сооружений:

- все сооружения и материалы, необходимые для осаждения металлов из растворов и обработки осадков до товарных кондиций, размещаются на поверхности;
- все сооружения и материалы размещаются под землей в районе слепого ствола;
- под землей размещаются установка для выделения гелей и реагентный узел, а доводка их производится на поверхности.

Вариант выбирается прежде всего с позиции безопасности. Растворение рудных и нерудных минералов во всех случаях сопровождается выделением газов. Часть их (CO_2 и N_2) выделяется из самих минералов, а часть — в результате реакций с растворами. Отобранные для выщелачивания реагенты (кислород и растворы хлористого натрия и серной кислоты) исключают возможность появления других, кроме CO_2, газов. Основное количество будет поступать в результате реакций кислот с карбонатами, которых в руде 3,77 %. Допуская, что они распределены в рудной массе равномерно, при переводе в раствор 1 кг цинка (в результате сульфатизации карбонатов) выделится 0,33 кг (0,21 м^3/кг) газа. При осаждении металлов и обработке осадков степень опас-

ности определяется количеством газов, которые могут выделиться при этих операциях.

Для успешного осаждения цинка в виде основных карбонатов с помощью кальцинированной соды количество его в растворе должно быть не более 800 — 1000 г/м^3. Принимаем (на основании лабораторных данных) содержание цинка в растворе 750 г/м^3, свинца — 250 г/м^3, железа — 800 г/м^3 и определенную производительность. Необходимые расчеты сведены в табл. 12.4.

В случае размещения осадительного комплекса под землей необходимо, чтобы количество воздуха, подаваемого к нему, было не менее 4800 м^3/ч, или 1 м^3/с. Количество воздуха, подаваемого по шт. 22 к отработанному пространству жилы «Южная», составляет 21 м^3/с.

Для определения экономической эффективности технологии рассчитывают укрупненные затраты по трем вариантам (табл. 12.5). Из них наиболее приемлем вариант с размещением осадительного комплекса под землей и доводкой осадков на поверхности. Он более дешевый и не зависит от погоды. Значительным преимуществом этого варианта является то, что он позволит получать более качественные осадки из продукционных растворов, чистых от твердых взвесей при меньших затратах.

Основное загрязнение рудничных вод происходит при их движении по водосточной канавке шт. 22. Для получения качественных осадков из таких растворов необходимо применение методов очистки: фильтрации, осаждения примесей известковым молоком, продувки получаемых комплексных гелей углекислым газом, прокаливания и т.д.

К недостаткам варианта можно отнести некоторые усложнения управления и обслуживания технологической схемы (рис. 12.2).

Выщелачивающий раствор (5 г/дм^3 H_2SO_4 + 20 ÷ 40 г/дм^3 NaCl) подавали в отработанное пространство жилы «Южная» (Архон-

Таблица 12.4

Расчет количества растворов, осадков и газов при производительности участка 100 м^3/ч

Металл	Добыча металлов, кг		Содержание металла в р-ре, кг/м^3	Коэф. извлечения металла из р-ра	Необходимое кол-во р-ра, м^3/ч	С учетом 10 %-ных потерь, м^3/ч	Содержание металла в геле, %	Кол-во сухого геля, т/сут	Кол-во геля (влажность 60 %), т/сут	Кол-во оксидов металлов, т/сут	Товарная стоимость металла в оксиде, руб/т	Количество выделяющегося CO_2, м^3/ч	
	в час	в сутки										при растворении	при осаждении
Продукционные растворы													
Цинк	75,0	1800,0	0,75	0,95	—	—	45	3,42	8,55	1,92	365	16,1	21.9
Свинец	25,0	600,0	0,25	0,95	100	110	60	0,85	2,12	0,55	554		
Железо	80,0	1920,0	0,8	0,95			30	5,47	13,67	2,11	40		
Рудничные воды													
Цинк	3,96	95,0	0,066	0,95	60	60	45	0,18	0,45	0,17	365	1,43	1,93
Свинец	0,48	11,5	0,008	0,95			60	0,02	0,05	0,01	554		

Таблица 12.5

Укрупненный расчет основных эксплуатационных и капитальных затрат по вариантам технологической схемы повторной отработки

Наименование зданий, оборудования и магистралей	Ед. измерения	1-й вариант			2-й вариант			3-й вариант		
		поверхностный			подземный			подземный, с доводкой геля на поверхности		
		Кол-во	Стоим. ед. изм.	Сумма, тыс. руб.	Кол-во	Стоим. ед. изм.	Сумма, тыс. руб.	Кол-во	Стоим. ед. изм.	Сумма, тыс. руб.
Резервуары для осаждения металлов	$м^3$	300	15,0	4,5	300	15,0	4,5	300	15,0	4.5
Отстойник твердых взвесей	$м^3$	600	15,0	9,0	—	—	—	—	—	—
Емкость реагентного узла	$м^3$	25	15,0	0,4	25	50,0	1,25	25	50,0	1,25
Зумпф гл.насоса	$м^3$	25	15,0	0,4	20	50,0	1,00	20	50,0	1,00
Насосы кислотоупорные	шт.	2	1600,0	3,2	2	1600,0	3,2	2	1600,0	3,2
Насосы обычные	шт.	—	—	—	1	600,0	0,6	1	600,0	0,6
Трубы стальные	пог. м	300	0,41	1,23	300	0,41	1,623	—	—	—
Трубы полиэтиленовые (с прокладкой)	пог. м	4000	1,6	6,4	800	1,6	1,28	3450	1,6	5,5
Здания и сооружения	$м^3$	120	25,03	3,1	100	50,0	5,00	120	25,03	3,1
Транспорт геля	т·км	—	—	—	10000	0,35	3,5	—	—	—

Неучтенные расходы, 5%				1,41			1,08			0,95
Серная кислота	т	439	32,0	14,05	439	32,0	14,05	439	32,0	14,05
Кальцинированная сода	т	1372	35,0	48,02	1372	35,0	48,02	1372	35,0	48,02
Поваренная соль	т	183	1,5	0,3	183	1,5	0,3	183	1,5	0,3
Электроэнергия	кВт·ч/т	220	16,0	3,52	—	—	—	220	16,0	3,52
Затраты по очистке рудничных вод		—	—	—	—	—	30,37	—		

ское месторождение в РСО-Алания) по трубам с распылителями на концах через заезды *1* на шт.20. Распылители устанавливали для более полного орошения забоя и связывания кислорода воздуха распыленной водой. Пройдя отработанное пространство, продукционные растворы собирались в сборнике растворов *2* на штреке второго горизонта, куда поступали и чистые рудничные воды. Из сборника растворы кислотоупорным насосом № 1 (*3*) производительностью 100 м^3/ч подавали в осадительную камеру *4* емкостью 300 м^3. В камеру из специальной емкости самотеком поступал насыщенный раствор кальцинированной соды до pH 9 для получения комплексного осадка. Основные карбонаты свинца, цинка и железа скапливались у перемычки, а очищенный раствор сливался в колодец *5* насосной станции емкостью 20 м^3. Здесь он подкислялся до установленного предела и подавался кислотоупорным насосом № 3 (производительностью 100 м^3/ч) на шт. 20 для повторного использования. Излишек очищенного раствора из осадительной камеры направлялся по водосточной канавке на сброс в р. Ардон.

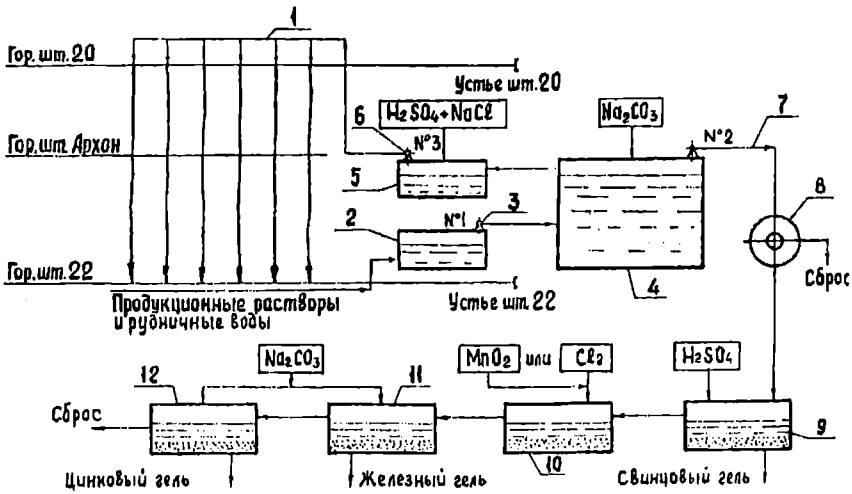


Рис. 12.2. Технологическая схема подземного выщелачивания свинца и цинка из потерянных руд

Комплексные гели из осадительной емкости в первую смену суток по полиэтиленовым трубам *7* перекачивали насосом № 2 (производительностью 40 $м^3$/ч) и подавали на центрифугу *8*, которая находится на поверхности. Верхний слив центрифуги сбрасывали в р. Ардон, а нижний влажностью 60 % направляли в емкость *9*, куда подавался раствор серной кислоты до pH 2. Гель интенсивно перемешивали, при этом цинк, железо и сопутствующие им металлы переходили в раствор, а нерастворимый сульфат свинца направлялся на сушку.

В продукционных растворах содержатся катионы двух- и трехвалентного железа, имеющие различные pH осаждения, что может приводить к разубоживанию цинкового геля. Чтобы исключить это, все железо переводили в трехвалентную форму пиролюзитом, кислородом или газообразным хлором.

В емкости *10* раствор обрабатывали пульпой MnO_2, затем в емкости *11* нейтрализовали до pH 3 — 4 для осаждения железа в виде $Fe(OH)_3$, направляемого на сушку. Верхний слив поступал в осадительную емкость *12*, где нейтрализовался кальцинированной содой до pH 9. В осадок выпадал цинк в виде основного карбоната.

Осадки, получаемые по такой схеме, как показали лабораторные исследования, содержат до 60 % Pb, 45 % Zn и 30 % Fe и являются товарными продуктами.

В табл. 12.6 приведен химический состав получаемых продуктов, отвечающих стандартам на концентраты.

Из продукционных растворов, содержащих более 500 мг/$дм^3$ Zn, можно получить электролизом цинковый порошок с содержанием до 83 — 90 % Zn (при расходе электроэнергии 3500 — 4500 кВт на 1 т металла), а при достаточной очистке растворов — даже катодный цинк.

Таблица 12.6

Содержание примесей в получаемых продуктах, %

Продукт	Pb		Zn		Fe		Cu		SiO_2	
	ЦМТУ 02-31-69 02-01-66	В полученном продукте	ЦМТУ 02-31-69 02-01-66	В полученном продукте	ЦМТУ 02-31-69 02-01-66	В полученном продукте	ЦМТУ 02-31-69 02-01-66	В полученном продукте	ЦМТУ 02-31-69 02-01-66	В полученном продукте
Цинковый	—	0,19	56	44,51	5	0,34	1,0	0,01	2	0,5
Свинцовый	70	61,2	3	0,13	7	1,48	1,7	0,006	4	1,0
Железный	—	—	—	—	—	30,0	—	—	—	—

Примечание. На железный продукт ограничений нет.

12.2. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ

Лабораторно-аналитические исследования явились основанием для проведения опыта в промышленных условиях по вымыванию окисленного цинка из отработанного пространства жилы «Южная», расположенного выше 2-го горизонта месторождения. Площадь отработанного пространства жилы 85 тыс. $м^2$, в нем потеряно около 130 тыс. т руды, 1,729 тыс. т свинца и 3,958 тыс. т цинка. Это неравномерно раздробленная и неравномерно распространенная по всей поверхности отработанного пространства горная масса, подверженная окислению.

На устье шт. 22 была построена осадительная установка, которая использовалась для очистки рудничных вод.

Отработанное пространство орошалось со шт. 20. Воду подавали из головного сооружения р. Архон по трубам 25 мм. В каждом подходе устанавливали водомеры и манометры.

Перед началом эксперимента в выработках рудника провели гидрометаллометрические съемки. Затем в отработанное пространство жилы со шт. 20 запускали воду, подкрашенную анилиновыми красителями, после чего снова проводили съемки. Оп-

ределяли удельный расход, углы растекания, путь и скорость движения раствора через отработанное пространство.

На каждой замерной станции фиксировали время появления подкрашенных растворов и следили за изменением притока рудничных вод. Количество воды, подаваемой в отработанные пространства, менялось от 10 до 20 $м^3$/ч.

В каждой точке наблюдения отбирали пробы на содержание свинца и цинка. Результаты анализа рудничных вод этих съемок приведены в табл. 12.7.

Экспериментально установлено:

- скорость движения раствора через отработанное пространство — 11 ÷ 13 м/ч;
- скорость движения раствора — 0,1 ÷ 0,35 $м^3/м^2$, что соответствует пленочно-капельному режиму;
- угол растекания раствора — 55°;
- вода, запущенная со шт. 20 в пустоты, без утечек поступает на 2-й горизонт.

После проведения контрольных съемок был начат опытно-промышленный эксперимент. Раствор, прошедший отработанное пространство, собирался на штреке 2-го горизонта, выходил

Таблица 12.7

Результаты гидрометаллометрических съемок

Место отбора проб	Предварительная съемка, до запуска воды со шт. 20				После запуска подкрашенной воды со шт. 20			
	Дебит, $м^3$/ч	pH воды	Содержание, мг/$дм^3$		Дебит, $м^3$/ч	pH воды	Содержание, мг/$дм^3$	
			Zn	Pb			Zn	Pb
Устье шт. 22	57,0	6,0	55,2	9,8	66—76	4,5	653,5	10,8
Район блока 201	0,5	4,0	3840,0	18,0	4—8,0	3,0	5380,0	21,6
Район блока 203	0,8	4,0	468,3	10,7	2,8—4,5	3,0	2813,4	19,2
Район блоков 205—207	Вода	4,5	326,9	2,1	3—7,0	3,0	1912,7	17,9
3 гор. — штрек на север	2,0	4,0	1090,0	11,69	2,0	4,5	1520,0	13,9
3 гор.— 301 восстающий	Кап.	5,0	130,0	4,8	0,5—1,0	3,0	2330,0	16,2
7 гор. — вода из зумпфа	—	5,5	29,16	6,2	6,0	—	132,6	7,6

на шт. 22, где смешивался с рудничными водами, поступающими из других выработок, и по открытой канавке шт. 22 выходил на поверхность. Далее по трубопроводу он направлялся в бак для отстоя твердых взвесей.

Осаждение металлов вели при pH 8,5 — 9 в двух баках емкостью по 60 м^3 кальцинированной содой, раствор которой подавали самотеком из резервуаров. Минимальное время для осаждения геля из концентрированных вод, в зависимости от концентрации его, 40 — 60 мин. При принятой емкости баков это возможно только вначале, пока в них не было геля. Иногда из-за несвоевременной вывозки геля время пребывания воды в осадительных емкостях было 15 — 30 мин. Гель выпускался через нижний слив при влажности 80 — 90 % в насос, который подавал его в автоцистерну. На Мизурской обогатительной фабрике он подмешивался в сгустителе к одноименному концентрату. Осветленные растворы через верхние сливы баков сбрасывались в р.Ардон при содержании металлов в них в пределах ПДК.

Вымывание окисленного цинка велось в три этапа с перерывами, вызванными несвоевременной вывозкой геля. Чистое время промывки составило 70 суток. За это время проводили систематическое опробование вод на выходе из штрека гор. 2, на устье шт. 22 и на сбросе очищенных вод в р.Ардон.

Усредненные данные химических анализов и проб и данные по количеству пропущенных растворов, вымытого металла и полученных осадков приведены в табл. 12.8.

Таблица 12.8

Параметры экспериментального выщелачивания

Этап	Время, сут	Кол-во растворов, м^3	Содержание металлов в воде, г/м^3		Добыто металла, кг		Содержание компонентов, %		
			Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	SiO_2
I	30	14 400	1377,0	20,2	19 828,8	290,88	42,17	0,81	1,8
II	5	2400	1070,0	15,55	2568,0	37,32	36,02	0,84	2,5
III	35	16 800	1130,0	18,2	1884,0	305,76	33,7	0,70	2,2
Σ	70	33 600	1231,57	18,87	41 380,8	633,96	38,0	0,8	2,0

Примечание. В отработанное пространство подавалось 20 м^3/ч воды.

За время опытных работ на фабрику отправлено 41,3 т цинка в геле, который после добавления в одноименный концентрат передан заводу «Электроцинк».

На обслуживании опытных работ было занято 3 человека. Из них двое работали на осадительной установке, разгружали соду, отбирали пробы воды и геля, регулировали подачу соды в осадительные баки, помогали в вывозке геля и вели учет. Третий на шт.20 контролировал подачу воды и состояние трубопровода.

Пробные осаждения гелей из вод на устье шт. 22 проводились после очистки их от твердых взвесей фильтрованием. Пробы отбирались ежесуточно в первой смене.

Расходы на содержание участка составили 7,552 тыс. руб. (1999 г.):

- рабочим, обслуживающим установку, за 4 месяца $4 \cdot 0{,}9 = 3{,}6$ тыс. руб.;
- за кальцинированную соду $110 \cdot 0{,}035 = 3{,}85$ тыс. руб.;
- за перевозку геля на фабрику $46 \cdot 6 \cdot 0{,}43 = 102$ руб.

За гель, отправленный комбинатом на завод «Электроцинк», получено $41{,}3 \cdot 0{,}33 = 13{,}63$ тыс. руб. Таким образом, за период опытных работ рудник получил 6 тыс. руб. прибыли. После окончания опытных работ установка передана для использования по очистке рудничных вод.

Опытно-промышленный эксперимент позволил сделать следующие выводы:

- опытные работы подтвердили данные, полученные при запуске окрашенных вод в пустоты, касающиеся углов растекания, при скорости фильтрации и расходе растворов — 0,25 $м^3/ч \cdot м^2$;
- вымывание водой цинка из верхней части жилы «Южная» дало положительные результаты;
- прорыва вод ниже 2-го горизонта не отмечено, хотя за время опытных работ через массив потерянных руд было пропущено 33,6 тыс. $м^3$ воды;
- полученные осадки являются качественным промышленным продуктом;

• повторная отработка жилы «Южная» позволяет совместить выщелачивание с очисткой рудничных вод, что избавит комбинат от расходов по очистке рудничных вод и штрафов;

• осадительный комплекс можно автоматизировать так, что в сбросовых водах содержание тяжелых металлов (цинка, свинца и железа) станет ниже ПДК, а содержание цинка в сухих гелях при нормальной очистке вод от твердых взвесей будет в пределах 30 — 40 %.

Потери руд при подземной добыче подразделяют на группы.

1. Потери в охранных целиках:
• в постоянных;
• во временных.
2. Эксплуатационные потери:
• от неполноты отбойки;
• от неполноты выпуска;
• при транспортировке.
3. Потери в некондиционных рудах:
• в отдельных блоках и рудных телах;
• в блоках за пределами промышленных контуров.
4. Потери с рудничными водами.

Целики первой группы оставляются:

• под реками и водоемами;

• под горизонтальными выработками, зданиями, сооружениями и т.п. с целью предохранения их от разрушения в результате выемки полезного ископаемого;

• между шахтными полями и участками для предохранения их от возможного прорыва газов и воды из затопленных участков.

Они теряются полностью или отрабатываются с повышенными потерями. Величина их зависит от способов и условий отработки и достигает 25 — 60 %.

Эксплуатационные потери связаны с технологией отработки месторождений и изменяются в пределах 15 — 20 %.

Для определения запасов потерянных руд применяют методику, включающую ряд последовательно выполняемых положений:

• исследуют горно-геологические условия месторождения и отдельных его участков;

• исследуют горно-технические условия эксплуатации месторождения;

• по отчетным данным и результатам обследования определяют запасы потерянных руд в каждом отработанном блоке и горизонте;

• определяют закономерности угасания оруденения в боковых породах и проводят дополнительное опробование боковых пород;

• с целью определения проницаемости массивов проводят воздушные и гидрометаллометрические съемки в выработках.

Полученные данные позволяют определить запасы боковых и потерянных руд, которые могут быть сырьевой базой для ПВ.

В качестве примера использования методики выполняется технико-экономический анализ пригодности запасов Верхне-Згидского рудника выше штольни № 4 для повторной разработки с помощью выщелачивания.

Верхне-Згидский участок Садонского свинцово-цинкового месторождения представлен серией крутопадающих жил с невыдержанной мощностью, изменяющейся в основном в пределах от 0,6 до 4 — 5 м. Угол падения изменяется от 65° до вертикального. Вмещающие породы характеризуются средней устойчивостью. Содержание металлов в ранее отработанных балансовых запасах было довольно высоким: свинца 6 — 9 %, цинка 1,8 — 3 %. Содержание металлов в потерянных запасах изменяется в широких пределах. Повторная разработка может быть осуществлена в первую очередь на более перспективных блоках месторождения. Участок месторождения был отработан к 1960 г. При его разработке суммарное содержание свинца и цинка в добытой рудной массе не опускалось ниже 6 %. Отрабатывались только богатые участки рудной зоны.

В геологическом отношении месторождение представлено сплошными и вкрапленными рудами. Контакты их с вмещающими породами нечеткие и могут быть установлены по данным опробования. Мощность рудной зоны колеблется в очень широ-

ких пределах, достигая на отдельных участках 12 — 17 м. Угол падения рудных тел близок к вертикальному. Вмещающие породы устойчивы и представлены в основном гранитами и гранодиоритами, на флангах месторождения — альбитофирами. В силу вертикальной зональности изменения содержания металлов в запасах, явно выраженной на месторождении, верхняя часть Главной рудной зоны является наиболее богатой по свинцу. Значительная часть горных выработок не может быть использована и нуждается в восстановлении. Для доступа к наиболее богатым участкам требуется проведение дополнительных выработок.

Для определения величины предстоящих затрат выполнены анализ состояния запасов по каждому блоку и необходимые объемы работ по подготовке их к очистной выемке. По данным разведочных работ и первичной документации произведена оценка руд, оставленных в районе блоков № 55, 47, 48, 49. Объем отбитой горной массы в пределах рассматриваемых блоков составляет 38 753 $м^3$, а количество отбитой рудной массы равняется 116 259 т. Из этих блоков с учетом частичного погашения целиков ранее было выдано 78 204 т рудной массы (табл. 12.9).

Остальная часть отбитой горной массы в количестве (116 259 – – 78 204) = 38 055 т оставлена в отработанных контурах в качестве закладочного материала и представлена отсортированными бедными рудами и породой. При разведке некоторых блоков Верхне-Згидского участка установлено, что запасы по многим блокам имеют достаточно высокую степень разведанности (категорий А, В, $С_1$) (табл. 12.10).

Таблица 12.9

Добыча руды и металлов в блоках

№ блока	Выдано руды, т	Свинца		Цинка		Условного свинца	
		т	%	т	%	т	%
49	11 870	802,0	6,76	330,3	2,78	1016,7	8,56
48	22 302	1879,7	8,43	580,0	2,60	2256,7	10,12
47	33 656	3135,8	9,32	986,3	2,93	3776,9	11,25
55	10 376	714,6	6,84	204,0	1,97	847,2	8,19

Таблица 12.10

Классификация запасов месторождения

Горизонт	№ блока	Категория запасов			
		A	B	C_1	C_2
шт. 6 — шт. 4	160			3960	
шт.6 — шт.4	36		4590		
шт.6 — шт.4	34		1100	1550	
шт.6 — шт.4	2		1350	780	
шт.9 — шт.11	11				24 730
шт.9-бис — шт.9	5				18 550
Итого			7040	6290	43 280
шт.6 — шт.4	192		2050		
шт.6 — шт.4	192 — 216			4360	
шт.6 — шт.4	193 — 232			8960	
шт.6 — шт.4	233			6850	
шт.11 — шт.6	204		2400		
шт.11 — шт.6	230		3690		
шт.11 — шт.6	231		780		
шт.9 — шт.11	32 — 32[а]	2780			
шт.9 — шт.11	XII			7330	
шт.9 — шт.11	XII				5810
п/эт. шт.12— шт.9	227[а] — 227	1540			
п/эт. шт.12— шт.9	227[а] — 227		5430		
шт.12 — п/эт. шт.12	246			5990	
шт.12 и выше	155		2850		
шт.12 — п/эт. шт.12	XXУ				
шт.12 — п/эт.шт.9	XX1У				16 130

Итого: $Q = A + B + C_1 + C_2 = 133\,560$ т.

Высокая достоверность разведанности запасов (21,5 % категорий А и В) позволяет предполагать, что расходы по проходке дополнительных выработок для повторной отработки будут ми-

нимальными, особенно если сначала отрабатывать запасы категорий $A + B + C_1$.

Выполнен анализ запасов металлоносной закладки по данным товарного опробования с целью определения содержания в ней свинца и цинка (табл. 12.11).

Содержание металлов в металлоносной закладке сравнительно невелико, поэтому ее разработка может оказаться экономически выгодной при совместной отработке с более богатыми рудами, что возможно, поскольку на участке выше штольни № 4 оставлена часть балансовых запасов (табл. 12.12).

Таблица 12.11

Содержание металлов в объекте геотехнологии

Место отбора пробы	Номер пробы	Содержание, %		
		Pb	Zn	Pb и Zn
Орт № 2	54 082	0,53	0,34	0,87
	55 252	2,21	1,00	3,21
Содержание		1,00	0,50	1,50
Орт № 3	54 079	0,96	0,68	1,64
	54 080	0,30	0,14	0,44
Содержание		0,48	0,41	0,89
Орт № 4	54 078	0,59	0,68	1,27
Орт № 5	54 075	1,37	0,45	1,82
	54 076	0,71	1,10	1,81
Содержание		1,04	0,77	1,81
Орт № 6	54 073	0,53	1,03	1,56
	54 074	0,11	0,40	0,51
Содержание		0,32	0,71	1,03
Подход № 1	54 091	0,38	0,51	0,89
Подход № 2	54 092	0,68	0,15	0,83
Подход № 3	54 093	0,72	0,27	0,99
Подход № 4	54 094	0,68	0,35	1,03

В результате анализа геологических и технологических материалов, данных разведки на уровне штолен 9 и 9-бис, а также расчетов по методике автора выделены запасы руд, подлежащие первоочередной повторной разработке с помощью выщелачивания (табл. 12.13).

Таблица 12.12

Балансовые запасы руды на участке штольни № 4

№ блока	Категория	Горизонт	Мощность, м	Объем руды, $м^3$	Запасы руды, т	Содержание,%	
						свинца	цинка
36	В	шт.4 — 6	1,02	1549	4590	4,94	1,03
34	В	шт.4 — 6	1,29	328	1100	3,53	4,19
2	В	шт.4 — 6	0,63	367	1350	6,44	7,73
2	C_1	шт.4 — 6	0,67	214	780	8,91	10,13
34	C_1	шт.4 — 6	0,77	456	1550	6,39	7,49
160	C_1	шт.4 — 6	0,99	1342	3960	5,17	1,73
5	C_2	шт.9—9б	6,22	6351	18 550	3,72	1,56
11	C_2	шт.11 — 9	6,22	8708	24 730	3,72	1,56
32 — 32[а]	А	шт.11 — 9	2,16	964	2780	1,91	1,51
192	В	шт.4 — 6	1,26	724	2050	2,18	2,23
155	В	шт.12	0,94	990	2850	1,61	1,99
204	В	шт.6 — 11	1,47	807	2400	2,82	1,53
230	В	шт.6 — 11	0,91	1298	3690	1,64	3,41
231	В	шт.6 — 11	0,86	274	780	1,07	2,39
227[а] — 227	А	шт.9п/эт.	1,36	496	1540	3,34	6,81
227[а] — 227	В	шт.9п/эт.	0,7	1891	5430	0,74	2,62
192 — 216	C_1	шт.4 — 6	1,75	1523	4360	1,41	2,12
233	C_1	шт.4 — 6	0,93	2420	6850	1,74	4,12
193 — 232	C_1	шт.4 — 6	1,03	3154	8960	1,31	1,95
246	C_1	шт. 12п/эт.	0,79	2080	5990	1,20	2,41
XII	C_1	шт.11 — 9	1,21	2418	7330	2,45	4,74
XII	C_2	шт.11 — 9	1,21	1917	5810	2,45	4,74
XXIV	C_2	шт. 12п/эт.	0,83	5525	16 130	1,28	2,28

Таблица 12.13

Запасы для повторной разработки методом выщелачивания

Вид запасов	Количество запасов						
	Руда, тыс. т	Свинец		Цинк		Условный свинец	
		т	%	т	%	т	%
Закладка	77 506	496	0,64	372	0,48	734	0,95
Целики	18 550		3,72		1,56		5,09
Бедные руды	147 000	1365	0,93	749	0,51	1854	1,30
Итого	239 363	3163	1,32	1498	0,63	4136	1,73

Садонские месторождения кроме балансовых руд включают в себя обширный ореол забалансовых запасов, породных прослоев и включений, рациональная разработка которых возможна при комбинации нередко нескольких технологий.

Комбинированные системы разработки применяют на технологически развитых предприятиях, так как сочетание систем разработки различных типов в пределах одного месторождения — сложная задача. В основе комбинаций — использование твердеющих смесей. Закладкой заполняют пустоты на отдельных участках, а остальные запасы добывают другими технологиями, используя свойства массива для управления массивом.

При комбинировании технологий применяют способ управления состоянием массивов с помощью замагазинированных в блоках хвостов подземного выщелачивания, остающихся в пределах месторождения. Комбинированная разработка создает баланс напряжений, обеспечивающих управление массивами. Исходят из того, что блоки подземного выщелачивания представляют собой пустоты, заполненные несвязанной рудой или хвостами выщелачивания, которые участвуют в поддержании блоков.

В пределах месторождений сочетаются различные типы оруденения, предполагающие использование систем разработки с естественным поддержанием, с обрушением, с закладкой, с магазинированием руды, что требует дифференциации способов управления горным давлением, а также комплексной оценки технико-экономической эффективности комбинирования при горном и металлургическом переделах.

Комбинирование заключается в раскройке шахтных полей на геомеханически сбалансированные участки с оставлением рудных целиков или строительством искусственных массивов из твердеющей закладки, «решающей» ту же задачу, что и целики из геоматериалов. В любом случае к комбинированным технологиям предъявляется требование сохранности массива, что проверяется расчетом, сопоставляющим зону опасного влияния выработок с глубиной работ.

По признаку состояния массива, вмещающего замагазинированную руду, комбинированные системы разработки типизируют в рамках табл. 12.14.

По времени формирования массивов выделяют варианты:

- одностадийные, когда магазин и вмещающий массив формируют одновременно;
- двухстадийные, когда магазин и вмещающий массив формируют с опережением по отношению друг к другу.

Первый тип комбинированных систем разработки — участки, расположенные в пределах выработанного пространства, сохраняющего устойчивость за счет способности пород к самоупрочнению. Руда для формирования магазинов может быть подана извне блока или отбита в пределах камеры.

Второй тип — участки, расположенные в обрушенных породах. Обрушение массивов руд и пород происходит одно- или разновременно. Массивы разрушенных руд и пород ограничиваются перекрытиями или не отделяются друг от друга.

Таблица 12.14

Типизация комбинированных систем разработки

Тип	Вариант	Условие применения
С естественным управлением	С заполнением пустот Без заполнения пустот	Устойчивые вмещающие породы
С обрушением руд и пород	Под перекрытиями Без перекрытий	Склонные к обрушению породы
С упрочнением массива	Твердеющей закладкой Сухой закладкой Продуктами выщелачивания С укреплением растворами	Породы любой устойчивости, пригодные для выщелачивания

Третий тип — участки в массивах, закрепленных крепью, обеспечивающей безопасность замагазинированных руд.

Частным случаем этого типа являются участки с массивами из хвостов подземного выщелачивания, которые вследствие физико-химических процессов превратились в материал, аналогичный твердеющим смесям.

Типам комбинаций соответствуют определенные условия применения. Внутри типов выделяют варианты по второстепенным признакам.

Критерием рациональности комбинирования систем разработки служит показатель приведенной прибыли с учетом потерь, времени отработки запасов и т.д..

Наиболее перспективна двухстадийная отработка, когда часть запасов отрабатывают камерами первой очереди с закладкой, а в камерах второй очереди руда магазинируется и впоследствии добывается иной технологией.

Для Садонских месторождений рекомендуется вариант, который может считаться хрестоматийным для месторождений рассматриваемого типа.

На месторождении «Бык» на Северном Кавказе промышленное использование геотехнологии ПВ началось после доработки балансовых запасов (табл. 12.15). Комбинирование систем подэтажного обрушения с геотехнологией на тридцать лет продлило срок существования рудника за счет вовлечения в эксплуатацию забалансовых руд. Месторождение приурочено к интрузивному массиву, сложенному лейкократовыми гранитопорфирами, состоит из серии рудных жил крутого падения. Оруденение локализовано в крутопадающих трещинах мощностью от 1 — 5 см до 0,5 — 1,5 м. Мощность балансовых руд в пределах 7 — 20 м.

Забалансовые руды по составу, минерализации и технологическим свойствам аналогичны балансовым, но значительно беднее. Руды и вмещающие породы относятся к устойчивым, за исключением тектонически нарушенных участков. Плотность руды 2,2 т/м^3, коэффициент разрыхления 1,66, влажность 8,5 %, коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова от 8 до 15.

Таблица 12.15

Показатели разработки балансовых запасов

Показатели	Система	
	с магазинированием	с раздельной выемкой
Удельный расход горно-подготовительных работ, $м^3$/1000 т	0,021	0,03
Ширина очистного пространства, м:	1,2	0,06
по рудной жиле	1,2	1,2
общая	6,0	5,5
Потери руд, %	63,1	45,1
Разубоживание руды, %	4,73	3,22
Производительность труда забойного рабочего, $м^3$/чел.-смена	14,42 0,72	16,22 0,52

Геотехнологическая схема добычи металла включает подготовку и нарезку блоков; отбойку руды; подачу растворителя на магазинированную руду; выщелачивание руды; сбор растворов; извлечение металла из продуктивных растворов; возвращение укрепленного растворителя в блок.

По сравнению с традиционной отработкой способ подземного выщелачивания исключает операция по выдаче руды на поверхность, доставку ее на завод, дробление и измельчение, гидрометаллургический процесс извлечения метала, транспортировку и складирование хвостов, которые вместо этого участвуют в управлении состоянием массива.

Для отработки забалансовых запасов применяется система этажного принудительного обрушения с магазинированием и последующим выщелачиванием руды. Очистные блоки имеют следующие размеры: площадь — 600 — 1000 $м^2$, высота — 30 — 90 м, ширина — 20 — 25 м, ширина межблокового целика — 8 — 10 м.

Руду в блоках отбивают скважинными зарядами в сжатой среде. Коэффициент разрыхления рудной массы в блоке после взрыва — 1,15 — 1,20. Расположение взрывных скважин вертикальное и веерное. Сечение буровых выработок 9 $м^2$, диаметр взрывных скважин 100 мм. Выход руды на 1 м взрывной скважины 6 — 7 $м^3$. Скважины бурят станками НКР-100М.

Блоки взрывают на отрезную щель, заполненную горной массой. Разделка щели начинается с проходки отрезного восстающего методом секционного взрывания скважин. Компенсационным пространством являются пустоты, образованные выемкой балансовых запасов месторождения.

Для отбойки применяют гранулит АС-8. Расход ВВ: 1,3 кг на 1 $м^3$ отбитой горной массы. Скважины заряжают зарядочной машиной УЗС-1500.

Гранулометрический состав руды в магазине

Класс, мм	Выход, %
–25	20
+25 –50	15
+50 –100	20
+100 –150	20
+150 –20	08
+200	17

Выщелачивают серно-кислыми растворами в замкнутом цикле. Вначале в качестве растворителя применяют 5 %-ный раствор серной кислоты. Продолжительность подачи раствора серной кислоты — 2 — 4 сут. Затем концентрацию раствора снижают до 3 %. Раствор подают до тех пор, пока в продуктивных растворах наряду с остаточной кислотностью резко не снижается концентрация металла. После этого орошение прекращают, а блок «выстаивается» в течение 20 — 25 сут. Вновь орошают блок раствором серной кислоты после снижения содержания с 3 до 2 %. В среднем блок выщелачивают 6 — 7 мес.

Продуктивные растворы перерабатывают в сорбционных комплексах, представляющих собой ионно-обменные фильтры. Комплексы смонтированы в секции из трех последовательно соединенных колонн. Проходя через три колонны и фильтруясь через слой анионита, растворы оставляют металл. После прохождения растворов через последнюю колонну содержание металла в маточных растворах составляет 1 — 2 мг/л.

Кислотность продуктивных растворов не ниже 0,02 %, так как при низкой кислотности процесс идет хуже, а в нейтральных растворах прекращается. Кислотность растворов, на которой работают колонны, — 0,2 — 0,3 %. Бедные растворы из отдельных

скважин перерабатывают на передвижных сорбционных колоннах с объемом анионита 2,5 $м^3$, устанавливаемых вблизи мест улавливания растворов.

Комбинация систем разработки, принятая по условиям геомеханической ситуации, обеспечивает сохранение производственной мощности и продлевает срок их существования, эффективно дорабатывая целики, объем которых в некоторых случаях достигает 2/3 подсчитанных запасов.

С точки зрения управления массивом основная цель комбинирования заключается в использовании свойств сложноструктурных массивов для управляемого выноса полезного компонента как альтернатива неуправляемым процессам природного выщелачивания.

Главным критерием эффективности комбинирования является минимальная стоимость единицы металла при условии сохранности массива и увеличении полноты использования недр.

Совокупности рудных тел различаются условиями залегания, качественными, физико-механическими, петрофизическими, геомеханическими и другими характеристиками. Это особенно заметно с увеличением размеров месторождений. Комбинация вариантов систем разработки зависит от суммы горно-геологических и организационно-технологических условий месторождений, конъюнктуры добываемого полезного компонента, технического интеллекта, механовооруженности рудника и других показателей.

Комбинации с частичным обрушением налегающих пород и заполнением части пустоты породами предохраняют земную поверхность от разрушения горными работами. Широко комбинируют системы разработки на месторождениях Канады, США, ЮАР и других стран. Сочетание технологий добычи способствует перераспределению напряжений в массиве с предотвращением их развития до критических значений и открывает возможности эффективного применения нетрадиционных способов разработки.

Методы обоснования возможности и целесообразности выщелачивания металлов из бедных и потерянных руд позволяют определять и рассчитать основные параметры процесса, себестои-

мость металла в зависимости от масштабов производства при заданных мощности рудного тела и содержании металла в руде.

Кроме экономии от получения металлов без существенных капиталовложений технологии с выщелачиванием сопровождаются экологическим эффектом, который трудно выразить в деньгах.

При соблюдении технологического режима возможно совмещение технологий с выщелачиванием и традиционных способов на действующем руднике при сочетании их с попутной очисткой рудничных вод.

12.3. ПОДГОТОВКА ОБЪЕКТА К ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ

К первоочередным для повторного извлечения металлов относят техногенные месторождения, сформированные хвостами флотации руд.

Для аналитических и технологических исследований отбирают пробы (П):

$$П \geq \frac{Z_\gamma^2 V^2}{\gamma^2},$$

где Z_γ — параметр нормального распределения вещественного состава в пробах, выраженный в единицах дисперсии (при $\gamma = 0{,}05$, т.е. при 95 %-ной доверительности, он равен 1,96); V — коэффициент вариации вещественного состава; γ — относительная погрешность (в данном случае 15 % относительной погрешности химического анализа вещественного состава).

Коэффициент вариации:

$$V = \frac{St}{\overline{X}}\ 100\ \%,$$

где St — стандарт распределения вещественного состава; $\overline{X}$ — среднеарифметическое значение.

Минимально необходимое количество частных проб 23. Отсутствие документации по формированию хвостохранилищ по-

требовало увеличения частных проб до 46. По данным В.М. Крейтера, для месторождений цветных металлов, относящихся к третьей группе по степени изменчивости состава, содержанию металла и линейности запасов, минимальное количество частных проб должно быть 40.

Основная проба формировалась из 50 частных: $(46 \cdot 0{,}95) + (3 \times \times 2{,}1) = 50$.

Рассмотрим, например, хвостохранилище месторождения Аксу.

Технологические пробы Ах3-1 и Ах3-2 каждая массой по 100 кг, сформированные из 50 проб массой по 2 кг, исследовались в лаборатории РОФ и в аналитической лаборатории ЦНИЛ ЦГХК на содержание благородных, цветных металлов и других компонентов (табл. 12.16).

Определение проводится в трубке Спецгео с площадью поперечного сечения 23 $см^2$ при напорном градиенте 0,7 — 0,0. Замеры проводились в течение суток в несколько стадий.

Содержание золота в пробах хвостов составило 1,81 и 0,99 г/т. Проба Ах3-2 подвергалась мокрому рассеву (табл. 12.17).

На первом этапе коэффициент фильтрации колебался от 0,04 до 0,09 м/сут. По достижении равновесия в системе он составил 0,049 — 0,053 м/сут (в среднем 0,05 м/сут). Эти данные свидетельствуют о том, что хвосты фабрики Аксу являются слабопроницаемыми и для организации кучного выщелачивания требуется их агломерация.

Анализ хвостов переработки сырья месторождения позволяет сделать вывод:

• минералогический состав хвостов соответствует составу исходных руд;

Таблица 12.16

Химический состав исследуемых проб

Шифр пробы	Содержание компонентов в пробе, %, г/т													
	Al	Cu	As	Sb	Co	Ca	So	Mg	Na	K	Pb	SiO_2	Au	Ag
Ах3-1	5,13	0,02	0,18	0,02	0,65	1,8	0,87	0,55	1,33	1,41	0,12	63,1	1,8	3,1
Ах3-2	1,18	0,04	0,12	0,03	0,27	1,0	2,83	0,71	0,13	0,35	0,32	54,6	0,99	2,5

• хвосты исследуемых объектов могут быть переработаны способом КВ;

• сырьевая база КВ месторождения составляет 7 млн 300 тыс. т или 8,7 т золота.

Аналогично опробуются и другие месторождения предприятия (табл. 12.18).

Таблица 12.17

Ситовая характеристика усредненной пробы Ах3-2

Класс крупности, мм	Выход класса, %			
	частный	нарастающий	частный	нарастающий
+5	1,30	1,30	0,11	0,11
–5 +3	3,50	4,80	0,29	0,40
–3 +1	2,35	7,15	0,20	0,60
–1 +0,074	570	577,15	47,5	48,1
–0,074 +0,044	175	752,15	14,6	62,7
–0,044	447,85	1200	37,3	100,0

Таблица 12.18

Характеристика хвостохранилищ АО «Казахалтын»

Показатели	Хвостохранилище			Всего
	Аксу	Бестобе	Жолымбет	
Площадь, га	90	140,7	88,5	319,2
Хвосты на 2002 г., млн т	7,3	7,0	9,0	23,3
Au, г/т	1,2	1,5	1,3	1,4
Ag, г/т	2,8	0,2	0,6	1,2
Zn	—	0,15	—	—
Cu	0,03	0,015	0,025	—
Pb	0,22	0,01	—	—
Al	3,14	5,9	7,8	—
As	0,1	0,25	0,002	—
Mg	0,65	3,15	1,7	—

Окончание табл. 12.18

Показатели	Хвостохранилище			Всего
	Аксу	Бестобе	Жолымбет	
$S_{общ}$	1,85	0,58	0,32	—
Ca	1,4	1,7	4,7	—
Na	0,73	1,25	1,77	—
K	0,88	1,2	1,3	—
Крупность, %:				
+5 мм	0,11	0,10	0,1	—
–5 +3 мм	0,29	0,2	0,2	—
–3 +1 мм	0,20	0,6	—	—
–1 +0,074 мм	47,5	46,6	48,2	—
–0,074 +0,044 мм	14,6	16,4	13,4	—
–0,044 мм	37,3	36,1	38,1	—
Влажность, %	8	5	9	—
Удельная масса, т/м^3	1,45	1,45	1,45	1,45
Запасы золота, т	8,76	10,5	11,7	30,96
Запасы серебра, т	20,44	1,4	5,4	27,24

Лабораторные исследования:

- определение возможности и целесообразности добычи металлов из хвостов флотации руд;
- выбор эффективного растворителя золота;
- определение параметров и режимов выщелачивания.

Золото определяют методом атомно-абсорбционной спектрометрии, а также методами ИСП-фотометрии непосредственно в растворе. Применяют методику пробирного анализа.

ОВП и pH раствора определяют pH-метром. Атомная абсорбция основана на изучении спектров поглощения газообразных атомов при впрыскивании золотосодержащего раствора в пламя воздушно-ацетиленовой горелки. В качестве источника излучения применяют лампу с полым золотым катодом. Атомы золота, находящиеся в пламени, поглощают только то излучение, которое испускает источник света.

Интервалы длин волн спектральной линии и линии поглощения золота в пламени — узкие, поэтому наличие других элементов не сказывается на результатах анализа. Чувствительность определения золота составляет 1 мкг/см^3. Точность метода ± 2 %. При постоянных параметрах пламени и скорости впрыскивания золотосодержащего раствора поглощение (lg P0/P) прямо пропорционально концентрации золота в растворе (P0, P — энергия пучка, соответственно падающего на пламя и прошедшего через него). Определение золота в растворе выщелачивания дублируют методами ИСП-фотометрии и пробным анализом.

Исследование возможности использования технологии выщелачивания золота проводят:

- в щелочной среде;
- в щелочной среде после кислотной обработки.
- тиомочевинным раствором после кислотной обработки хвостов.

Методика исследования включает серии опытов по выщелачиванию золота на навесках проб крупностью 0,074 мм (60 %) и укрупненных опытов окомкованных и неокомкованных хвостов.

Навески массой 50 — 200 г контактируют с растворами различного состава от 1 до 24 ч при комнатной температуре. Например, проведена серия опытов по предварительному выводу цветных металлов. Для эффективности кислотной обработки хвостов определялась кислотоемкость сырья. Опыты по бесцианидному выщелачиванию кислым раствором тиомочевины проводят с предварительной кислотной обработкой. При выщелачивании цианистыми растворами в качестве защитной щелочи использовался раствор NaOH.

Пробы отфильтровывали, отмывали водой и анализировали на остаточное содержание извлекаемых компонентов. Извлечение золота в раствор определялось по разности его содержания в исходных пробах и хвостах после выщелачивания. По балансу растворов и содержанию в них золота рассчитывалось извлечение.

По балансу растворов и анализу в них компонентов определялись технологические параметры: расходы реагентов, кислотоемкость сырья и т.д.

Кислотная обработка позволяет выводить цветные металлы, в частности извлекать медь, цинк для предотвращения засорения ионитовой смолы при сорбции золота из растворов, разрушать пленки, покрывающие золотины, и улучшать условия для дальнейшего извлечения золота.

Целью кислотной обработки являлось извлечение из хвостов цветных и тяжелых металлов, уменьшение расхода растворителя как при кислотном тиомочевинном выщелачивании, так и при цианистом выщелачивании в щелочной среде после нейтрализации и подщелачивания золотосодержащего материала.

Кислотоемкость сырья определялась в статическом режиме в процессе контакта навесок проб с кислотным раствором, содержащим различное количество H_2SO_4, при Т:Ж = 1:2, комнатной температуре в течение двух часов.

После контакта определялась остаточная кислотность в растворе. Значение pH устанавливалось прибором. Количество затраченной кислоты подсчитывалось по разности исходной и конечной кислотности. Оно зависит от конечной кислотности (pH), до которой прорабатывался золотосодержащий материал (при обработке сырья до pH 2,2 на 1 т хвостов — от 26 до 80 кг/т кислоты, а до pH 1,75 — от 40 до 110 кг/т) (табл. 12.19).

Параметры выщелачивания золота из хвостов Аксу проводили различными растворителями в различных режимах:

- сульфит-бисульфитным раствором аммония (отходы сернокислого производства);

Таблица 12.19

Солевой состав при расходе кислоты от 26 до 110 кг/т при pH от 1,0 до 2,2

Хвостохранилище	Шифр пробы	Анализируемые компоненты, мг/л						pH	Eh, MB	Расход H_2SO_4
		Co	Zn	Cu	As	Fe^{3+}	Fe^{2+}			
Аксу	Ах3-1	0,8	—	230	23	400	2100	1,6	370	37,8
	Ах3-2	1,3	—	250	27	450	5300	1,8	380	35,2

• кислым раствором тиомочевины при различных отношениях выщелачивающего раствора к контактируемым хвостам и разной концентрации тиомочевины;

• щелочно-цианистым раствором в режиме прямого цианирования с применением сорбента в пульповом процессе и в режиме автоклавирования;

• в режиме прямого цианирования после предварительной кислотной проработки и нейтрализации хвостов до pH более 10.

Выщелачивание двух проб хвостов флотационного обогащения кислыми растворами проводили при pH 2 в течение 1 — 24 ч, при температуре 20 — 250 °С и Т:Ж = 1:5 (табл. 12.20).

Более высокие результаты имеет выщелачивание с применением кислых тиомочевинных и щелочно-цианистых растворов.

Кислыми тиомочевинными растворами выщелачивали после кислотной проработки до pH более 2, создающей благоприятные условия для извлечения благородных металлов. Выщелачивание проведено растворами с различной концентрацией тиомочевины от 1 до 10 г/дм^3 $CS(NH_2)_2$ при разном соотношении массы пробы и растворителя от Т:Ж = 1:5 до Т:Ж = 1:2 (с учетом промывки водой), времени контакта 4 ч, комнатной температуре.

При исследовании показателей выщелачивания определяли отношение количества промывной воды к массе выщелачиваемого

Таблица 12.20

Кинетика сульфит-бисульфитного выщелачивания золота в кислой среде (pH 2)

Время выщелачивания, ч	Шифр пробы							
	Ах3-1 (Au — 1,8 г/т)				Ах3-2 (Au — 0,99 г/т)			
	Суммарная концентрация $(NH_4)_2SO_3 + NH_4H_2SO_3$, г/л							
	30		60		30		60	
	остаток, г/т	извлечено, %	остаток, г/т	извлечено, %	остаток, г/т	извлечено, %	остаток, г/т	извлечено, %
1	1,6	11,1	1,4	22,2	0,87	12	0,79	20,0
4	1,4	22,2	1,3	27,8	0,79	20,0	0,75	24,0
8	1,4	22,2	1,2	33,3	0,79	20,0	0,71	28,0
18	1,2	33,3	1,0	44,4	0,71	28,0	0,6	39,0
24	1,1	38,9	1,0	44,4	0,64	35,0	0,59	40,0

золотосодержащего материала. Определено, что процесс эффективнее при выщелачивании тиомочевинным раствором с концентрацией 10 г/дм^3 CS $(NH_2)_2$ и 20 г/дм^3 H_2SO_4 (табл. 12.21).

Исследования процесса выщелачивания хвостов цианистыми растворами проведены на упорной пробе Ах3-1 в режимах прямого цианирования, сорбционного выщелачивания из пульпы, автоклавирования при Р = 10 атм и комнатной температуре. Исходная концентрация цианида натрия была 525 мг/дм^3, Т:Ж = = 1:10, t = 20 — 22 °С. Корректировка pH в пределах 10,5 — 11,0 проводилась при помощи гидроксида натрия (табл. 12.22).

Таблица 12.21

Результаты выщелачивания кислым тиомочевинным раствором

Условия выщелачивания	Содержание золота и извлечение его в раствор			
	Проба Ах3-1 (Au — 1,8 г/т)		Проба Ах3-2 (Au — 0,99 г/т)	
	остаточное содержание, г/т	извлечение, %	остаточное содержание, г/т	извлечение, %
1. Раствор с концентрацией 1 г/дм^3 CS $(NH_2)_2$ + 20 г/дм^3 H_2SO_4, Т:Ж = 1:3 (1:1) без окислителя	0,986	45,5	0,596	39,8
2. То же с окислителем 1 г/дм^3 $Fe_2(SO_4)_3$	0,766	57,7	0,481	51,4
3. Раствор Т:Ж = 1:10 (1:2) без окислителя	0,699	61,4	0,405	59,1
4. То же с окислителем 1 г/дм^3 $Fe_2(SO_4)_3$	0,567	68,7	0,345	65,2
5. Раствор с концентрацией 10 г/дм^3 CS $(NH_2)_2$ + 20 г/дм^3 H_2SO_4, Т:Ж = 1:5 (1:5) без окислителя	0,427	76,4	0,295	70,2

Таблица 12.22

Результаты выщелачивания золота щелочно-цианистым раствором

Цианирование (t = 24 ч)						Автоклавное выщелачивание, t = = 4 ч, Р = 10 атм	
прямое		с проработкой кислым раствором и нейтрализацией		с сорбционным выщелачиванием в пульпе			
остаток, г/т	извлечение, %	остаток, г/т	извлечение, %	остаток, г/т	извлечение, %	остаток, г/т	извлечение, %
0,4	75,3	0,2	82,3	0,35	80,7	0,45	75

Результаты выщелачивания указывают на возможность получения кеков, содержащих 0,4 г/т золота и ниже. Лучшие результаты получены при сорбционном выщелачивании и цианировании после кислотной проработки и подщелачивания пробы.

Расход цианистого натрия, г/кг хвостов: при сорбционном выщелачивании — 0,38 — 0,42; при прямом цианировании — 0,4 — 0,45; при цианировании после кислотной проработки и подщелачивания — 0,25 — 0,35; при автоклавном выщелачивании — 0,35 — 0,40.

По результатам экспериментального выщелачивания можно сделать вывод:

- хвосты месторождения Аксу целесообразно перерабатывать прямым цианированием и в пачуках, в пульповом режиме в противотоке сорбента с пульпой;
- обработка хвостов серно-кислым раствором уменьшает расход цианида и на 7 % повышает извлечение золота. Расход цианида — 0,4 — 0,45 г/кг при прямом цианировании и 0,25 — 0,35 г/кг после кислотной проработки;
- автоклавирование при P = 10 атм и комнатной температуре интенсифицирует процесс, сокращая затраты времени с 24 до 4 часов без существенного повышения извлечения;
- вариант кислого тиомочевинного выщелачивания золота позволяет извлекать до 80 % золота при низких концентрациях тиомочевины (500 — 1000 мг/дм^3) и более чем на 80 % при повышенных концентрациях карбамида (3 — 10 г/дм^3). Расход тиомочевины при этом 2,5 — 3,0 кг/т;
- при кучном выщелачивании хвосты флотации целесообразно окомковывать до 30 +15 мм с применением цемента 5 кг/т и извести 5 кг/т.

Результаты исследований позволяют обосновать принципы комбинирования технологий переработки.

1. Извлечение гидрометаллургическим способом (рис. 12.3):

- отделение крупного материала и щепы и распульповка совместно с измельченным материалом в щелочном режиме;
- сорбционное выщелачивание золота щелочно-цианистыми растворами в противотоке сорбента и пульпы;

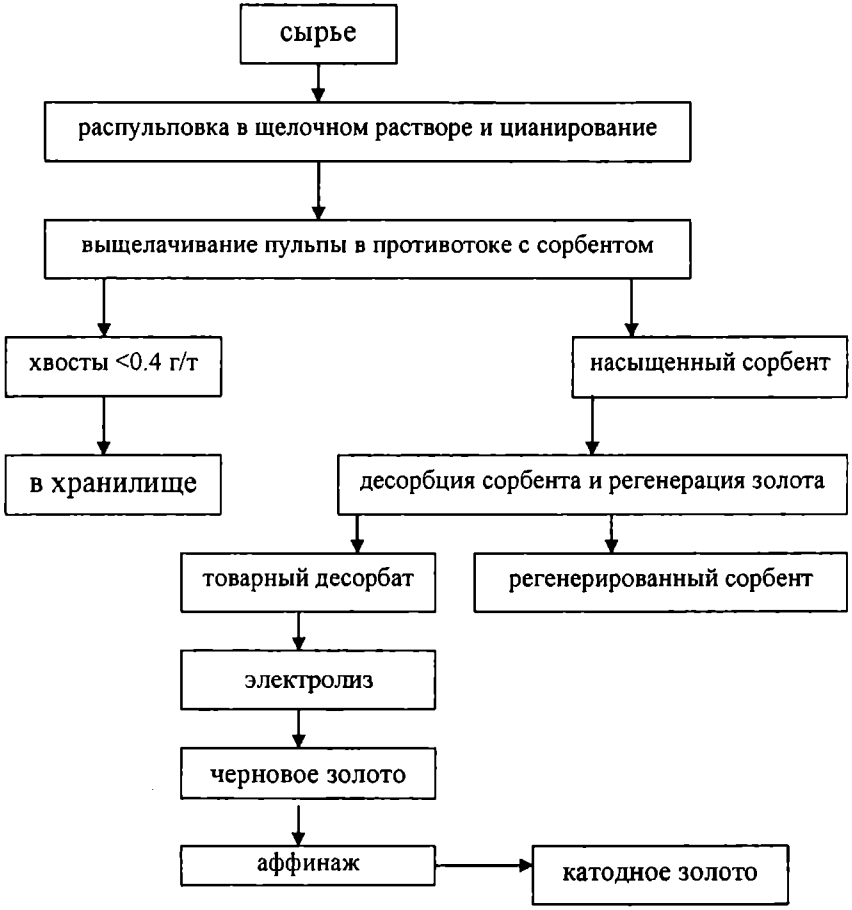


Рис. 12.3. Гидрометаллургическая схема выщелачивания золота

• вывод пульпы со сбросовым содержанием золота < 0,4 г/т на хвостохранилище и возвращение осветленного раствора на распульповку в голову процесса;

• десорбция золота из насыщенного сорбента и возвращение регенерированного анионита в процесс сорбционного выщелачивания (концентрирования);

• электролиз золота из товарного десорбата с использованием углеграфитового материала;

• аффинажная перечистка чернового золота с получением товарного катодного золота.

2. Извлечение способом КВ (рис. 12.4):

• окомкование мелкого золотосодержащего материала до крупности 15 — 30 мм;

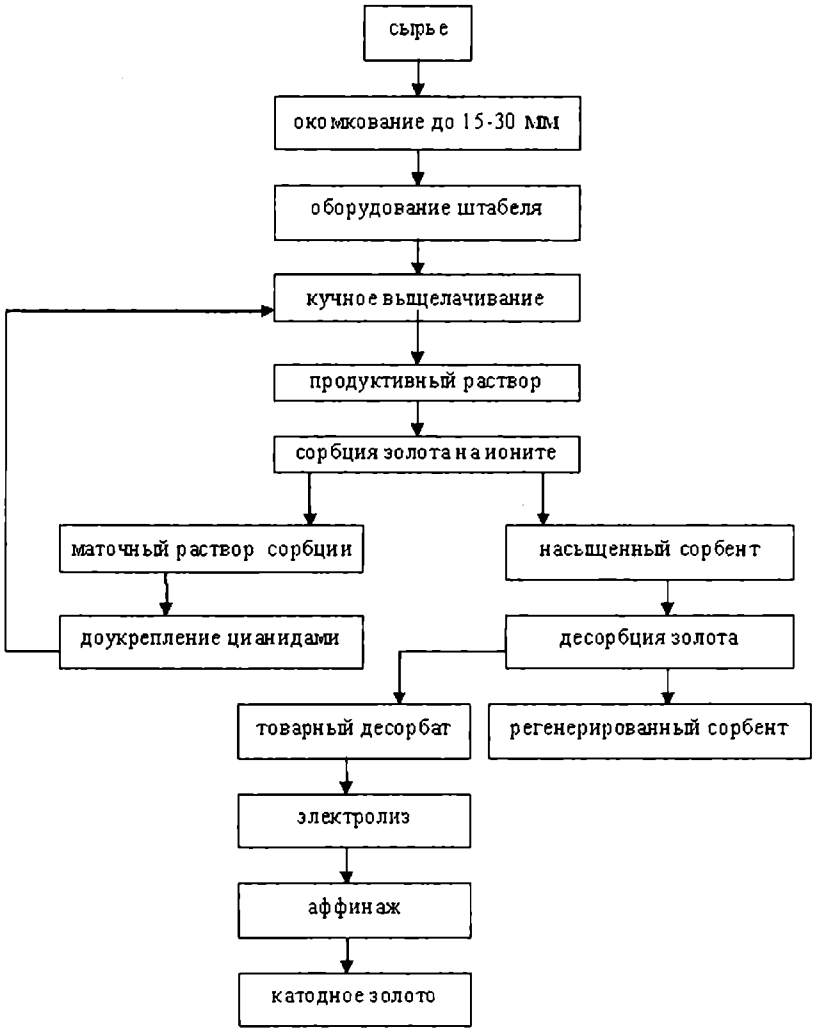


Рис.12.4. Технологическая схема кучного выщелачивания золота

• складирование окомкованных хвостов в штабель;

• извлечение золота щелочно-цианистыми растворами при pH 10 — 11;

• сорбционное выделение золота на аниоките или угле;

• десорбция золота с получением товарных десорбатов и возвращением регенерированного сорбента на повторное концентрирование;

• электролиз на углеграфитовом материале с получением чернового золота;

• аффинажная переработка чернового золота с получением товарного катодного золота.

На завершающем этапе технологических экспериментов исследован процесс выщелачивания золота с окомкованием (агломерацией) и без окомкования проб и сорбцией на анионитовую смолу АМ-2Б.

Исследования проводились в лабораторной установке, включающей шесть перколяционных чанов, четыре сорбционные колонки, гранулятор для окомкования хвостов, приемные емкости для приготовления рабочего раствора, обеззолоченных технологических растворов и промывных вод, сборник обезвреживающего раствора.

Выщелачивание неокомкованных хвостов проб Ах3-1, Ах3-2, Ж-1, Ж-2, Б-1, Б-2 осуществлялось одновременно в шести чанах. Извлечение золота в раствор контролировалось каждые двое суток.

Насыщенный раствор объединяли и направляли на сорбцию. Выщелачивание и промывку водой осуществляли в течение 16 суток в режимах: оборота головного раствора и обновляющих растворов. Оборот раствора корректировался по концентрации цианида и щелочности. Замена раствора производилась по достижении в нем максимальной концентрации золота.

В качестве защитной щелочи использовался гидроксид натрия (NaOH). Продолжительность эксперимента — 20 сут (16 сут — выщелачивание и сорбция; 2 сут — водная промывка и сорбция; 2 суток — обезвреживание 25 %-ным сульфит-бисульфитным раствором аммония). Загрузка перколятора — 50 кг хвостового мате-

риала. Интенсивность орошения 20 л/м^2·ч в периодическом режиме (орошение — выстаивание) (табл. 12.23).

Наиболее высокие показатели за 16 сут выщелачивания достигнуты из пробы Б-2 (72,3 %). Извлечение золота по исследуемому материалу —70,6 % (рис. 12.5).

Насыщенная смола 1-й, головной сорбционной колонны содержала 10,2 мг золота на 1 г смолы (табл. 12.24).

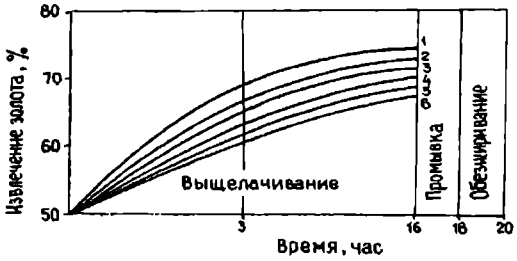


Рис. 12.5. Кинетика выщелачивания золота из неокомкованных хвостов:
1 — проба Б-2; *2* — проба Ах3-1; *3* — проба Ж-1; *4* — проба Ах3-2; *5* — проба Б-1; *6* — проба Ж-2

Таблица 12.23

Основные показатели выщелачивания

Номер пробы	Содержание золота, г/т	Продолжительность, сут	Извлечение золота, %	Расход, кг / т хвостов	
				NaCN	NaOH
Ах3-1	1,81	16	71,2	0,4	1,0
Ах3-2	0,99	16	70,6	0,4	1,0
Б-1	1,1	16	70,4	0,4	1,0
Б-2	1,9	16	72,3	0,4	1,0
Ж-1	1,6	16	70,9	0,4	1,0
Ж-2	1,0	16	68,5	0,4	1,0

Таблица 12.24

Показатели сорбции золота на смоле

Концентрация в растворе и промывочной воде, мг/дм^3	Содержание золота, мг/г в смоле АМ-2Б			
	1-я колонна	2-я колонна	3-я колонна	4-я колонна
2,1	7,5	3,7	1,5	0,6
0,4	2,7	1,3	0,6	0,2
Суммарное содержание	10,2	5,0	2,1	0,8

Золото в растворе находится в составе комплексного цианистого иона $[Au(CN)_2]^-$, сорбируемого смолой. Полная объемная емкость по CN-иону смолы АМ-2Б равна 3,2 мг·экв/г, удельная поверхность — 32 $м^2/г$, насыпная масса — 0,42 $г/см^3$, коэффициент набухания — 1,2. Смола АМ-2Б обладает высокими селективными свойствами по золоту. Равновесное состояние сорбции золота из раствора достигается за 20 — 24 ч.

Из растворов выщелачивания хвостов кроме золота сорбируется и серебро. Насыщение смолы серебром наступает раньше, чем золотом. Однако при продолжении процесса сорбции для точки насыщения смолы золотом отмечается вытеснение из смолы анионов серебра анионами золота.

Последовательность вытеснения анионов образует ряд селективности: $[Au(CN)_2]^- > [Zn(CN)_4]^{2-} > [Ni(CN)_4]^{2-} > [Ag(CN)_3]^{2-} > > [Cu(CN)_4]^{3-} > [Fe(CN)_6]^{4-}$.

Анионит АМ-2Б по золоту имеет наибольшую приемистость. При соблюдении условий полной приемистости смолы по золоту за 20 — 24 ч из раствора извлекается 95 — 96 % золота. Смола способна принять на себя до 35 — 40 мг/г золота, после чего насыщенный анионит выгружается и направляется на десорбцию. Регенерированный анионит возвращается на повторную стадию сорбции.

При задаваемых параметрах производительности по раствору $\omega_р$, исходной $С_{исх}$ и конечной $С_к$ концентрации его по золоту, емкости АМ-2Б $Q_х$ и коэффициенту ее насыщения α производительность по сорбенту:

$$\omega_{см} = \frac{\omega_р(С_{исх} - С_к)}{Q_х \alpha}.$$

Объем сорбционного аппарата:

$$V_{ап} = (\omega_{см} - \omega_р)\tau,$$

где τ — время контакта АМ-2Б с раствором; $(\omega_{см} - \omega_р)$ — степень использования емкости анионита.

Слой сорбента L (длина) при заданной скорости потока раствора характеризуется временем защитного действия Q (время от начала движения раствора до «проскока»):

$Q = KL$ (только при $L > L_0$).

Время защитного действия:

$$Q = KL - \tau_з,$$

где $\tau_з$ — потеря времени защитного действия; K — коэффициент равновесия сорбции, мин/см:

$$K = aSd / (C_0V),$$

где a — равновесная поглотительная способность сорбента при исходной концентрации раствора C_0, г/см^3 смолы; S — площадь сечения сорбционной колонны, см^2; d — насыпная масса сорбента, г/см^3; V — скорость движения раствора, м/мин.

Выходные кривые сорбции при различной скорости потока раствора $\omega(\omega_3 > \omega_2 > \omega_1)$ даны на рис. 12.6.

Хвосты крупностью 0,074 мм смешивали с вяжущими компонентами — цементом (5 кг/т) и известью (5 кг/т) и окомковывали на лабораторном грануляторе при подаче на операцию гранулирования цианида с концентрацией 1 г/дм^3 до оптимальной массовой доли воды 18 — 20 %.

Гранулированные до крупности 15 — 30 мм хвосты выдерживали на воздухе в течение 16 — 18 ч для упрочения и затвердевания окомкованного материала. В этот период от 40 — 60 % золота переходит в поровое пространство гранул. Хвосты помещали в перколяторы (по 50 кг от каждой пробы) и выщелачивали раствором цианида (300 — 500 мг/дм^3).

Продолжительность операций: окомкование и выдерживание окомкованных хвостов в целях отвердения гранул — 1 сут; 5 сут — выщелачивание и сорбция; 2 сут — водная промывка, сорбция; 2 сут — обезвреживание 25 %-ным сульфит-бисульфитным раствором аммония. В качестве защитной щелочности использовался гидроксид натрия (NaOH). Интенсивность орошения 20 л/м^2 в 1 ч.

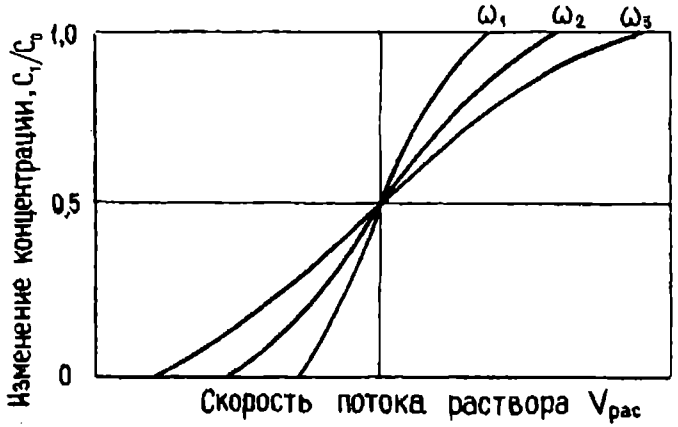


Рис. 12.6. Кинетические кривые сорбции золота:
C_1— начальная концентрация, мг/л; C_0 — текущая концентрация, мг/л; $\omega_1 > \omega_2 > \omega_3$ — выходные кривые сорбции

Насыщенные растворы направлялись на четырехступенчатую сорбцию на анионитовой смоле АМ-2Б (табл. 12.25 и рис. 12.7).

На технологических растворах и промывочных водах окомкованных хвостов проведено насыщение смолы АМ-2Б до 10,4 мг/г золота (табл. 12.26 — 12.28).

Таблица 12.25

Основные показатели выщелачивания из окомкованных хвостов

Номер пробы	Содержание золота в пробе, г/т	Время выщелачивания, сут	Извлечение золота, %	Расход вяжущих, кг/т		Расход, кг/т	
				Цемент	Известь	NaCN	NaOH
Ах3-1	1,81	7	78,8	5	5	0,4	1,0
Ах3-2	0,99	7	76,2	5	5	0,4	1,0
Б-1	1,1	7	72,7	5	5	0,4	1,0
Б-2	1,9	7	79,6	5	5	0,4	1,0
Ж-1	1,6	7	76,9	5	5	0,4	1,0
Ж-2	1,0	7	72,3	5	5	0,4	1,0

Таблица 12.26

Содержание золота по ступеням сорбции

Концентрация золота в растворе и воде, мг/дм^3	Содержание золота, мг/г в смоле АМ-2Б			
	1 колонна	2 колонна	3 колонна	4 колонна
2,7	8,2	4,0	1,6	0,7
0,3	2,2	1,1	0,5	0,2
Суммарное содержание	10,4	5,1	2,1	0,9

Таблица 12.27

Показатели выщелачивания золота из неокомкованных хвостов

Загружено в 6 перколяторов				Получено				
Масса, кг	Золото			Наименование	Масса	Золото		
	Содержание, мг/кг	Масса, мг	Распределение			Концентрация	Масса, г	Распределение
300	1,4	420	100	Кеки	300 кг	0,35мг/кг	105	25,0
				1-я колонна	16,2 г	10,2 мг/г	165	39,3
				2-я колонна	16,2 г	5,0 мг/г	81	19,3
				3-я колонна	16,2 г	2,1 мг/г	34	8,1
				4-я колонна	16,2 г	0,8 мг/г	12,8	3,0
				Растворы	109 л	0,2 мг/л	21,9	5,3

Таблица 12.28

Показатели выщелачивания

№ п/п	Показатели	Из неокомкованных хвостов	Из окомкованных хвостов
1	Извлечение золота в раствор, %	75	76
2	Суммарные потери золота в кеках из сбросных обеззолоченных растворов, %	28,7	27,3
3	Извлечение золота из раствора на смолу АМ-2Б, %	95	95,3
4	Коэффициент сквозного извлечения золота из хвостов в смолу АМ-2Б	0,71	0,72

Окончание табл. 12.28

№ п/п	Показатели	Из неокомкованных хвостов	Из окомкованных хвостов
5	Расход 100 % цианида натрия в пересчете на 1 т хвостов, кг/т	0,4	0,5
6	Расход гидроксида натрия, кг/т	1,0	1,0
7	Расход цемента на окомкование, кг/т	—	5
8	Расход извести на окомкование, кг/т	—	5
9	Расход 25 % сульфит-бисульфита аммония на обезвреживание, кг/т	3,8	3,8
10	Расход смолы АМ-2Б, кг/т	0,02	0,02

Для промышленного освоения оптимальны технологическая схема КВ (рис. 12.9 и 12.10), схема цепи аппаратов, параметры и режимы технологических операций для участка производительностью от 300 до 500 тыс. т в год.

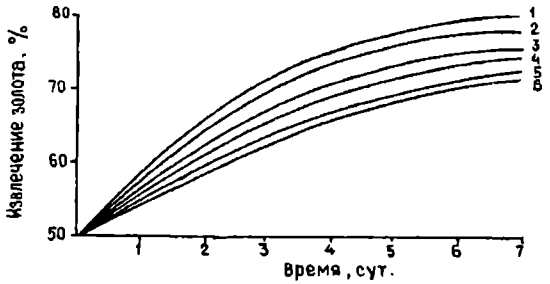


Рис. 12.7. Кинетика выщелачивания золота из окомкованных хвостов:
1 — проба Б-2; *2* — проба Ах3-1; *3* — проба Ж-1; *4* — проба Ах3-2; *5* — проба Б-1; *6* — проба Ж - 2

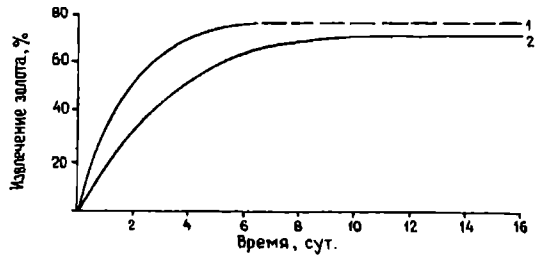


Рис. 12.8. Кинетика выщелачивания золота из хвостов флотации:
1 — без окомкования хвостов; *2* — с окомкованием хвостов

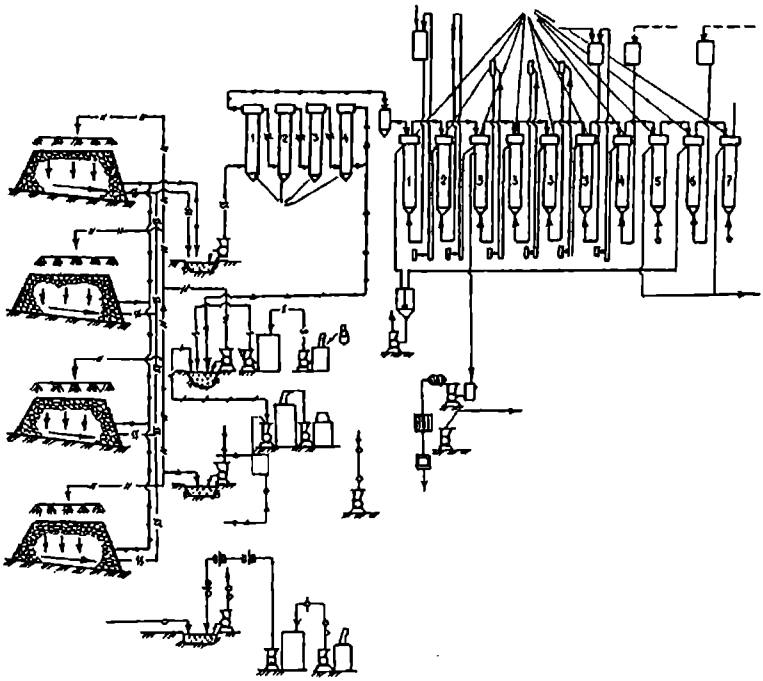


Рис. 12.9. Аппаратурная схема участка

Сырье доставляется на склад участка подготовки сырья, откуда направляется в расходный бункер. Из расходного бункера с помощью питателя и конвейера сырье подается в машины окомкования. Сюда же через дозатор подаются известковое молоко из напорного бака, цемент из расходного бункера и раствор цианида натрия из специальной емкости. Известковое молоко готовится из извести «пушонки» в контактных чанах.

Окомкованный продукт с помощью элеваторов собирается в бункер готового продукта, откуда автосамосвалами отвозится на площадку КВ. Отсыпка штабелей КВ осуществляется с использованием передвижного транспортера Ц-989А с выносной поворотной стрелой.

Конструкция площадки КВ представляет собой искусственно возведенную на рельефе емкость (кювету) с изолированным днищем и бортами. Размер площадки в плане 50 × 150 м с углуб-

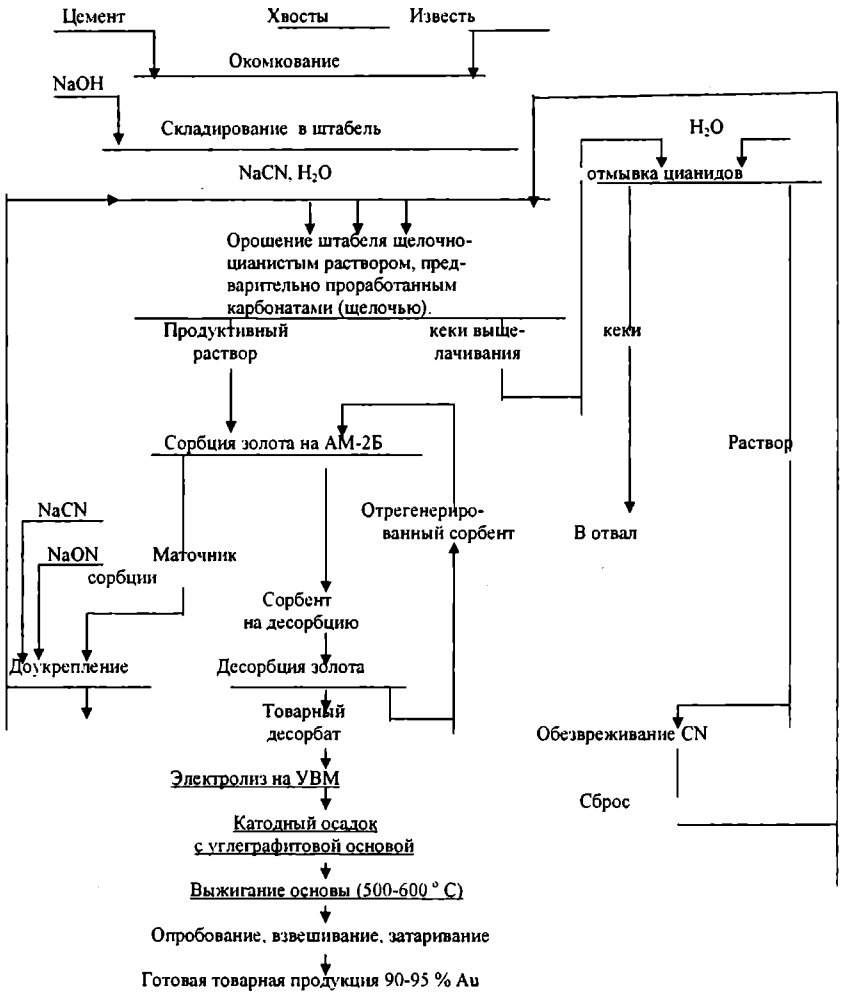


Рис. 12.10. Технологическая схема щелочно-цианистого кучного выщелачивания

лением на 2 — 2,5 м. Дно кюветы застилается полиэтиленовой пленкой (ГОСТ 10354 — 82) марки В, затрамбовывается слоем глины мощностью 0,5 м, засыпается щебнем и покрывается асфальтом. Стенки кюветы бетонируются на 250 — 300 мм. Высота превышения верхней кромки стенок над естественным рельефом составляет 2 м.

Вместимость одной площадки:

$$V = 50 \cdot 130 \cdot 6 = 39\,000 \text{ м}^3,$$

где 130 м — активная длина площадки; 6 м — высота штабеля.

Вместимость одного штабеля:

$$Q = 39\,000 \cdot 1{,}6 \approx 62\,500 \text{ т}.$$

Количество активных штабелей в год:

$$N_{акт} = \frac{500\,000}{62\,500} = 8,$$

где 500 000 т — годовая производительность участка КВ.

Принимаем количество площадок 4 шт., тогда оборачиваемость площадки в год:

$$Q_{об} = \frac{8}{4} = 2 \text{ раза}.$$

Количество дней работы четырех штабелей:

$$T = \frac{364}{2} = 182 \text{ дня}.$$

Время полного цикла работ: 90 дней — выщелачивание; 5 дней — обезвреживание остаточных цианидов; 2 дня — промывка водой; 3 дня — разборка системы орошения; 20 дней — выгрузка отработанной массы; 5 дней — ремонт днища и стенок; 20 дней — загрузка сырьем; 7 дней — сборка системы орошения (рис. 12.11).

Работы на 4 штабелях совмещаются. Время отработки одного штабеля 152 дня. Разрыв во времени между началом отработки первого и четвертого штабелей 60 дней. Разрыв во времени между началом отработки каждого из штабелей — 15 дней. С одного штабеля за 152 дня снимается 65,6 кг золота при коэффициенте извлечения 0,7 и содержании золота в хвостах 1,5 г/т, за год — 131,2 кг, с площадки КВ (500 тыс. т) — 525 кг золота (в раствор), в готовую продукцию — 487,5 кг.

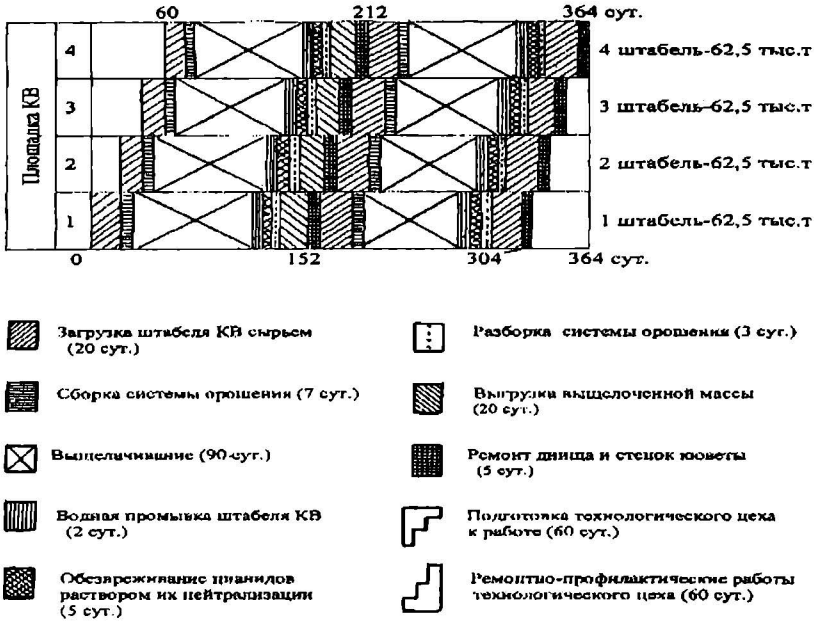


Рис. 12.11. Циклограмма выщелачивания

При формировании штабелей КВ система орошения заглубляется на 200 мм в целях предохранения системы от замерзания и испарения цианидов. Оросительная система представляет собой уложенные рядами перфорированные полиэтиленовые трубы (ГОСТ 18599 — 83) ПМД диаметром 16 мм. Расстояние между рядами труб 0,5 м.

На 1 м^2 поверхности кучи устанавливается 10 — 15 капельниц. Капельницы размещаются через 25 см. Плотность орошения 20 л/м^2·ч. Раствор по наклонному днищу штабеля КВ поступает к дренажной трубе, через которую подается в зумпф. Производительность сорбционных колонн и подкачивающих насосов:

$$Q_{нас} = \frac{Q_{сорб}}{N} = \frac{114}{4} = 28{,}5\ м^3/ч,$$

где N = 4 — число одновременно работающих колонн.

Раствор с концентрацией цианида натрия 1 — 0,3 г/дм^3 и pH 10 – 11 подается на поверхность штабелей КВ. Растворы, дре-

нируя сквозь штабель, растворяют золото и по трубам дренажной системы поступают в зумпфы для отстоя. Осветленные золотосодержащие растворы прокачиваются через четыре сорбционные колонны со смолой АМ-2Б.

Насыщенная смола транспортируется в колонны регенерации, где осуществляются десорбция золота и регенерация сорбента. Регенерированный сорбент направляется для использования в цикл сорбции. Растворы после извлечения из них золота поступают в емкость растворов, где подкрепляются и направляются на орошение.

По завершении цикла выщелачивания штабели КВ промываются водой, промывные воды также собираются в емкость, откуда поступают в цикл сорбции. Затем штабели КВ обезвреживаются раствором, нейтрализующим цианиды. Массовая концентрация золота в растворах сборника золотосодержащих растворов — не менее 10 мг/дм^3. Ежесуточно на десорбцию выводится 1,5 — 1,65 м^3 насыщенной смолы с содержанием золота от 8 до 10 мг/г.

Цикл регенерации смолы состоит из операции передвижки смолы в колоннах — 2 ч и ее регенерации — 4 ч. За цикл откачивается 1/3 объема сорбента из колонны и, таким образом, смола в одной колонне обменивается за 18 ч (3 рабочие смены).

Сбросными растворами регенерационного отделения являются сливы, которые объединяются в целях взаимной нейтрализации до pH более 9. Расход реагентов при десорбции на 1 т перерабатываемых хвостов составляет: тиомочевины — 0,3 кг/т, серной кислоты — 0,5 кг/т, гидроксида натрия —10 кг/т.

Рекомендуемые параметры и режимы процесса осаждения золота: концентрация золота в регенерате — 1 г/дм^3; производительность электролизера ГН-120 — 2 м^3/ч; степень извлечения металла из раствора — 98 %; выход золота по току — 4 %; сила тока — 6000 А; расход электроэнергии на 1 кг золота — 25 кВт/ч.

Разработанный и подтвержденный экспериментально вариант технологии КВ золота включает в себя агломерацию хвостов, многоразовое использование площадок (кювет) под штабели КВ (двухразовая оборачиваемость в течение года), с высо-

той штабеля 6 м, чистое время выщелачивания 90 сут, 4 ступени сорбции продуктивных растворов и коэффициент сквозного извлечения золота в готовую продукцию 0,65. По результатам выполненного исследования нами разработано ТЭО.

В процессе подготовки сырья к кучному выщелачиванию в атмосферу привносится пыль хвостов, цемента, извести. На технологическом участке в атмосферу попадают пары технологического раствора, содержащие в своем составе цианид натрия и гидроксид натрия. В отрабатываемое хвостохранилище сбрасываются предварительно обезвреженные от остаточного содержания цианидов отработанные растворы (маточники КВ).

Воздействие комплексов КВ на окружающую среду исследуется на примере хвостохранилища АО «Казахалтын».

В отрабатываемых хвостах обогащения руд содержится мышьяк (0,15 %). Часть мышьяка в растворенной форме содержится в жидкой фазе. В растворах, выводимых из технологического процесса КВ, находится до 7 мг/дм^3 мышьяка.

Для окружающей среды представляют опасность пары цианида натрия, гидроксида натрия, жидкие сбросы со следами цианида натрия, мышьяка, гидроксида натрия, а также пыль с содержанием мышьяка.

Для предотвращения вредного воздействия КВ на окружающую среду предусмотрено:

- пыль в местах ее выделения подавлять водой;
- процессы с выделением паров цианида натрия производить в герметизированных аппаратах с местным отсосом и очисткой воздуха перед выбросом;
- поверхность штабелей орошать чистой водой или 0,1 %-ным раствором гидроксида натрия, коэффициент подавления паров цианида при этом достигает 0,94 — 0,98;
- выводимые растворы обезвреживать от остаточной активности цианидов сульфит-бисульфитным раствором аммония;
- твердые отходы после выщелачивания промывать растворами гидроксида натрия и чистой водой до ПДК;
- осаждать мышьяк из маточников сорбции при содержании 7 мг/дм^3;

• хвосты КВ направлять в отвалы и рекультивировать.

Концентрация цианидов в рабочем растворе: CN = 0,3÷1,5 г/дм^3, соответственно средняя концентрация CN = 0,5 (0,3 ÷ 1,5) 0,9 г/дм^3. Скорость испарения раствора с поверхности штабеля КВ:

$$G = 0{,}04075\ V_{ср}^{-0,8}\ \Delta P = 0{,}06\ \text{кг/м}^2 \cdot \text{ч},$$

где $V_{ср} = 5{,}9^{-0,8} = 4{,}14$ — средняя скорость ветра у поверхности штабеля КВ; $\Delta P = P_{нас}\ P_{тум} = 17{,}54 \cdot 0{,}02 = 0{,}351$ ($P_{нас} = 17{,}54$ мм рт. ст. — давление насыщенного пара воды, для $P_{тум}$ принимается, как при мелком теплом дожде, 0,98 $P_{нас}$).

Площадь орошения одного штабеля КВ — 8100 м^2. В работе находятся четыре штабеля. Общая площадь зеркала (S) орошения 32 400 м^2.

Масса испаряемых растворов в год:

$$Q_{год} = Q\ S\ t = 0{,}06 \cdot 32\,400 \cdot 8760 = 17\,029\ \text{т},$$

где t = 8760 ч — период испарения, ч/год.

Масса цианистого выброса:

$$M_{год} = Q_{год}\ \overline{C}_{CN}\ (1 - K_0) = 17\,029 \cdot 0{,}9(1 - 0{,}94) = 920\ \text{кг}.$$

Выброс в 1 с:

$$M = \frac{920\,000}{8760 \cdot 3600} = 0{,}03\ \text{г}.$$

Масса выброса гидроксида натрия, исходя из содержания щелочи в выщелачивающем растворе 1 г/дм^3 или 1 кг/м^3:

$$M_{год} = Q_{год}\ \overline{C}_{NaOH}\ (1 - K_0) = 17\,029 \cdot 1{,}0 \cdot 0{,}06 = 1022\ \text{кг}.$$

Выброс гидроксида натрия в 1 с:

$$M = \frac{1\,022\,000}{8760 \cdot 3600} = 0{,}032\ \text{г}.$$

Скорость движения воздуха над поверхностью раствора:

$$V_1 = V_п \sqrt{\frac{S_в}{\sum S_и}} = 10 \sqrt{\frac{0{,}417}{240}} = 0{,}42\ \text{м/с},$$

где $V_п$ = 10 м/с — максимально возможная скорость потока в воздухе местного подсоса; $S_в$ = 0,417 м^2 — площадь сечения воздуховода; $\sum S_и$ — суммарная площадь поверхности испарения,

$$\sum S_и = \frac{\Pi}{4} \sum \left\{ (n_1 d_1^2) + (n_2 d_2^2) + (n_3 d_3^2) + (n_4 d_4^2) \right\} + S_{общ} = 240 \text{ м}^2.$$

Скорость испарения:

$$G_1 = 0{,}04075\, V_{ср_1}^{-0,8}\, \Delta P_1 = 0{,}04075 \cdot 0{,}42^{0,8} \cdot 4{,}91 = 0{,}106 \text{ кг/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$$

$$\Delta P_1 = P_{нас} - P_в = 17{,}54 - 12{,}63 = 4{,}91 \text{ мм рт. ст.},$$

где $P_в$ — давление паров воды в воздухе,

$$P_в = Ф\, P_{нас} = 0{,}72 \cdot 17{,}54 = 12{,}63 \text{ мм рт.ст.},$$

$$Ф = \frac{Ф_1 + Ф_2}{2} = \frac{0{,}85 + 0{,}59}{2} = 0{,}72,$$

где $Ф_1$ — относительная влажность воздуха зимой в районе участка КВ; $Ф_2$ — то же летом.

Масса цианидов, уходящая в 1 ч вместе с испарением раствора до газоочистки:

$$M_{CN} = M_ч\, C_{CN} = 25{,}44 \cdot 0{,}9 = 22{,}9 \text{ г},$$

где $M_ч$ — масса испаряемого в 1 ч с поверхности раствора,

$$M_ч = G_1 \sum S_и = 0{,}106 \cdot 240 = 25{,}44 \text{ кг}.$$

Выброс в 1 с цианидов до газоочистки по системе местных отсосов:

$$M' = \frac{M_{CN}}{3600} = 6{,}36 \cdot 10^{-3} \text{г}.$$

На газоочистку с рабочих мест направляется 15 000 м^3/ч загрязненного воздуха. Количество выбросов цианидов по системе вентиляции рассчитывается из условий ПДК = 0,3 мг/м^3. При приближении выбросов к 0,8 ПДК должна срабатывать аварийная вентиляция. Средняя концентрация:

$$\overline{C}_{CN} = \frac{(0,2+0,8)}{2}\,ПДК = 0,5\,ПДК = 0,15\ мг/м^3.$$

Масса цианидов, выбрасываемых в 1 ч при вентиляции до газоочистки:

$$Q_в = Q\,\overline{C}_{CN} = 15\,000 \cdot 0,15 = 2,25\ г.$$

Выброс до газоочистки (в 1 с):

$$M' = \frac{Q_в}{3600} = \frac{2,25}{3600} = 0,63 \cdot 10^{-3}\ г.$$

При использовании скрубберов с эффективностью 97 % выброс в 1 с:

$$M = (6,36 + 0,63)\ 10^{-3} - 0,97(6,36 + 0,63)\ 10^{-3} = 0,21 \cdot 10^{-3}\ г/с.$$

Поверхность, с которой выделяется аэрозоль (внутри скруббера):

$$S_{ск} = S_{пен} + 2h\ \sum Ji + B\ \sum Ji + ПДН,$$

$$S_{пен} = \frac{1}{4}ПД^2 - B\sum Ji,$$

$$\text{или } S_{ск} = \frac{1}{4}ПД^2 - 2h\sum Ji + ПДН,$$

где Д = 2,185 м — диаметр сетки скруббера; h = 0,2 м — развернутая длина пластинок сетки; H = 0,2 м — высота сетки; $\sum Ji$ = 61,1 м; ПД = 6,85 (специфика скруббера конструкции ВНИПИПТ).

С учетом всех данных $S_{ск} = 29,56\ м^2$.

При среднем диаметре воздуховодов 0,63 м и удалении от вентилятора в 15 м поверхность воздуховодов:

$$S_{возд} = ПД_{возд}\,L_{возд} = 29,7\ м^2.$$

Полная поверхность выделения вредных веществ: $S_1 = S_{ск} + S_{возд} = 59,26\ м^2$.

При применении трех скрубберов полная поверхность выделения составляет 177,8 м^2. Удельное выделение едких щелочей из растворов находится на уровне 1,0 г/ч·м^2. Часовое выделение аэрозолей: $M'_ч = m S_п = 177,8$ г.

При выходе из вентиляторов концентрация аэрозолей:

$$M_ч = \frac{M'_ч}{10} = 17,8 \text{ г/ч}.$$

Выброс гидроксида натрия в 1 с:

$$M = \frac{17,8}{3600} = 4,9510^{-3} \text{г}.$$

Выброс в 1 год:

$$M_{год} = 4,95 \cdot 10^{-3} \cdot 8760 \cdot 3600 = 0,157 \text{ т}.$$

На участках погрузки и разгрузки сырья вместе с пылью выделяется мышьяк. При содержании мышьяка 0,15 % на границе зоны загрязнения в воздухе содержится $0,75 \cdot 10^{-3}$ мг/м^3 мышьяка (0,5·0,0015), или 25 % ПДК.

Наиболее опасная ситуация возникает в цехе переработки растворов при нарушении целостности емкости с раствором цианида натрия. Допустим, площадь разлива составит 500 м^2. Скорость движения воздуха, исходя из восьмикратного обмена:

$$\overline{V}_{возд} = \frac{V_{пом} \cdot 8}{S_{пом} \cdot 3600} = 0,1 \text{ м/с},$$

где $V_{пом} = 5184$ м^3 — объем цеха; $S_{пом} = 162$ м^2 — площадь цеха.

Скорость испарения:

$$G = 0,04075 \, V_{возд}^{-0,8} \, \Delta P = 0,032 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{ч}.$$

Масса раствора, испаряемого за 1ч:

$$G_ч = S_{разл} \, G = 500 \cdot 0,032 = 16 \text{ кг}.$$

Масса цианида, попадающего в воздух в 1 ч:

$$M_2^1 = 16 \cdot 0,3 = 4,8 \text{ кг}.$$

Выброс выделяемого цианида в 1 с:

$$M_2^{II} = \frac{M_2^I}{3600} = \frac{4800}{3600} = 1,34 \text{ г.}$$

Воздух перед выбросом в атмосферу проходит газоочистку с эффективностью 97 %, отсюда выброс в 1 с после газоочистки:

$$M_{выб} = M_2^{II}(1-0,97) = 1,34 \cdot 0,03 = 0,04 \text{ г.}$$

В системе орошения штабелей КВ опасная ситуация возникает, когда выходит из строя система подавления испарения. Для расчета выброса цианида в атмосферу в формуле определения параметров испарения необходимо исключить коэффициент, учитывающий очистку испарений от цианидов (1 – K_0), тогда выброс в год составит

$$M_{год} = 17\,029 \cdot 0,9 = 15\,326 \text{ кг.}$$

Выброс цианидов с поверхности четырех штабелей КВ в 1 с:

$$M = \frac{M_{год}}{8760 \cdot 3600} = \frac{15\,326\,000}{31\,536\,000} = 0,48 \text{ г.}$$

Основной особенностью цианида натрия является способность к быстрому гидролизу под воздействием атмосферного воздуха и солнечной энергии с образованием летучей синильной кислоты:

$$NaCN + H_2O \rightarrow NaOH + HCN$$

$$2NaCN + CO_2 + H_2O \rightarrow 2HCN + NaCO_3$$

Синильная кислота в водном растворе и под воздействием света разлагается на безвредные газообразные соединения.

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

Глава
13

13.1 ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

История добычи полезных ингредиентов способом растворения и осаждения известна с древнейших времен. Промышленное извлечение меди из кислых рудничных вод началось в XVI в. В XX в. металлы выщелачивали в СССР, США, Канаде, Франции, Австралии, Бразилии и т. д.

В зависимости от того как полезные компоненты извлекают из руд, физико-химические технологии подразделяют на виды: выплавка, вымывание, растворение, газификация, возгонка и выщелачивание.

При выплавке полезное ископаемое переводят в подвижное состояние и подают на переработку горячим раствором. Продукционный раствор в этом случае представляет собой механическую смесь мобильных веществ. Метод нашел применение при добыче серы, парафина, нефти и т.д.

При вымывании струя рабочего раствора разрушает полезное ископаемое на мелкие частицы, которые во взвешенном состоянии выдаются на поверхность, где отстоем или фильтрованием выделяются из раствора.

При растворении молекулы растворяемого вещества переходят в растворы, которые перерабатывают на заводах. Так добывают соль.

При газификации путем нагревания при ограниченном количестве воздуха горючее полезное ископаемое переводится в газообразное состояние и извлекается на поверхность. Разновидностью газификации является возгонка. Этим методом разрабатываются минералы, способные переходить в газообразное состояние (реальгар, киноварь).

Выщелачивание металлов в промышленных масштабах применили в период первой мировой войны (1915 — 1918 гг.) для добычи меди в США, Южной Америке, Японии и других странах.

Сущность выщелачивания состоит в переводе металлов из минералов в растворы, а из них — в товарные осадки посредством физико-химических реакций.

Преимущества технологий выщелачивания металлов по сравнению с традиционными технологиями видны из сопоставления их технологических схем. Выщелачивание исключает такие традиционные процессы, как выпуск, доставку и откатку горной массы в горном цикле, дробление, измельчение и флотацию ее в обогащении, обжиг и другие операции при металлургическом переделе. Поэтому оно требует меньших затрат, труда, технических материалов и энергоресурсов.

В мировой практике в большинстве случаев выщелачивание применяется для извлечения металлов из окисленных минералов на поверхности. Исследуются возможности выщелачивания и при подземной добыче металлов, например, с использованием для дробления руд массовых взрывов ВВ и ядерных зарядов. Это поясняется тем, что с глубиной содержание металлов в рудах снижается, количество окисленных руд уменьшается, а стоимость производства металлов возрастает.

В перспективе возникает необходимость выщелачивания из бедных сульфидных руд. Сульфидные минералы более упорны при переработке. Для них необходимы более сложные реагенты и режимы. Это обусловило развитие настоящих исследований в этом направлении.

Считается общепризнанным, что металлы из бедного минерального сырья с приемлемыми экономическими показателями могут быть получены методами физико-химической геотехнологии (К.Н. Трубецкой), кучным, шахтным или скважинным подземным выщелачиванием. Так, даже такой пассивный металл, как золото из бедных и забалансовых руд (с содержанием 1,2 — 0,6 г/т) или отходов горного и обогатительного производств (с содержанием 0,6 — 0,3 г/т), в мировой практике выщелачивается с высокой эффективностью.

При объяснении феномена перевода металлов из сульфидных минералов в растворы одни исследователи отводят ведущую роль химическим процессам, другие — электромеханическим и бактериальным процессам.

Практика кучного выщелачивания пока не многочисленна. Важным фактором, препятствующим широкому применению кучного выщелачивания полиметаллов, меди, вольфрама и молибдена, является убогость минерального сырья в большинстве отвалов и хвостохранилищ. В этом случае необходимо большее количество циклов выщелачивающих растворов, пропускаемых через горную массу, до получения в них промышленных концентраций металла.

Кучное выщелачивание золота используется в широких масштабах в практике горно-добывающих предприятий США, Канады, ЮАР, Австралии, КНР, Мексики и др. Только в США 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, но в настоящее время проходят экспериментальную проверку менее токсичные растворители.

Технология кучного выщелачивания золота в опытно-промышленном порядке применяется на горных объектах России, Казахстана и Узбекистана.

Кучное выщелачивание металлов применяют чаще всего в комбинации с подземным выщелачиванием на золотодобывающих, медных и урановых рудниках как возможность утилизации попутных пород и хвостов сортировки.

На урановом месторождении Маныбай уже более 20 лет кислыми растворами перерабатывается отвал бедно-товарных руд объемом 1,5 млн т .

Технология кучного выщелачивания разработана в США в 50-х годах прошлого века для переработки забалансовых медных руд. Она получила распространение на уранодобывающих предприятиях СССР, США, Канады, а в последние 20 лет используется в практике добычи золота из окисленных низкосортных руд.

Кучное выщелачивание меди из руд, характеризующихся преобладанием окисленных минералов, а также халькозина широко применяется на горных предприятиях США, Перу и Роде-

зии. На предприятиях Блюберд и Мангула эта технология применяется для выщелачивания меди с содержанием ее в рудах соответственно 0,5 и 1,13 %.

В качестве растворителя используют хвостовые растворы цементационных или экстракционных установок, в которые добавляется серная кислота концентрацией 50 г/дм^3, а иногда и сульфат оксида железа. Продолжительность цикла выщелачивания 120 дней, из них 75 дней — орошение и 45 дней — дренаж продуктивных растворов. Средняя концентрация меди в этих растворах — 2,6 г/дм^3. Извлечение меди из руды около 50 %.

Кучное выщелачивание урана из забалансовых руд в промышленных масштабах освоено предприятиями бывшего Минсредмаша СССР (Целинный ГХК, Киргизский ГРК, Ленинабадский ГХК, Лермонтовское РУ и др.). Содержание урана в рудах, направляемых на кучное выщелачивание, варьировало в пределах 0,03 — 0,04 %. Извлечение урана в продуктивный раствор серной кислотой и щелочами было на уровне 70 — 80 %.

Анализ опыта получения металлов кучным выщелачиванием позволил сделать выводы:

- выщелачивание как технология, способная обеспечить эффективное извлечение металлов из бедных и окисленных медных и урановых руд, находится на стадии промышленного освоения, а из окисленных и сульфидных руд других металлов — только на стадии разработки;
- опыт подземного выщелачивания металлов, за исключением урана, мал. Активны исследования по извлечению меди и совершенно не достаточно исследований по выщелачиванию золота, что повышает актуальность подобных исследований.

Исследования теоретических аспектов выщелачивания отходов и бедных руд начались более 50 лет назад.

Над теорией выщелачивания работали ряд ученых научно-исследовательских организаций России (МГГА, ВНИПИПромпроект, СКГТУ, Унипромедь, МГГУ, ЦНИГРИ и т.д.).

В теорию и практику внесли вклад ученые: Н.П. Лаверов, Б.Н. Ласкорин, К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, М.И. Агошков, Г.А. Аксельрод, В.Ж. Аренс, В.К. Бубнов, В.И. Голик, Т.М. Жаути-

ков, В.И. Зеленов, Н.Б. Коростышевский, Е.А. Котенко, В.Г. Левич, А.М. Марголин, Н.Н. Масленицкий, В.Н. Мосинец, И.Н. Плаксин, В.В. Рачинский, М.Н. Тедеев, В.А. Лодейщиков, В.В. Хабиров, Е.И. Шемякин, Р.М. Гаррелс, Р. Гриссбах, Ч.Л. Крайст, Г. Шенк, Дж. Фритс и др.

Теоретические основы гидрометаллургии разработаны трудами И.Н. Плаксина, С.Б. Леонова, В.А. Чантурия и др. Одной из составляющих частей технологии с выщелачиванием являются физико-химические процессы извлечения металлов из упорных сульфидов. Они получили развитие как альтернатива существующим методам получения металлов, использование которых для окружающей среды опасно и дорого.

Наибольшие успехи достигнуты при выщелачивании меди, урана, золота и цинка, чему посвятили свои труды А.П. Зефиров, А.И. Калабин, В.П. Новик-Качан, Б.В. Невский, В.Г. Бахуров, И.К. Луценко, С.Г. Вечеркин, Л.И. Лунев, И.Е. Рудаков, Р.П. Петров, Н.Н. Хабиров, В.К. Бубнов, М.Н. Тедеев, В.И. Голик и др.

Процессы кучного выщелачивания металлов протекают в две стадии. На первой стадии происходит диффузионное растворение металла, на второй стадии осуществляется его перенос путем фильтрации раствора сквозь руду в штабеле. При обосновании геотехнологических параметров КВ металлов исследуется диффузия твердых веществ, в частности металлов, и фильтрация жидкости в пористой среде руды.

В области диффузионного растворения металлов наиболее известны работы П. Шьюмана и В.Ж. Аренса. Эти фундаментальные труды принимаются за основу при разработке теоретических расчетных методов. Теории фильтрации жидкостей в пористых средах посвящены работы Мориса Маскета, Е.И. Рогова, В.Г. Язикова и других ученых.

Переработка низкосортных золотосодержащих руд с содержанием золота от 0,5 до 2,5 — 3,0 г/т кучным выщелачиванием осуществляется на ряде горно-добывающих предприятий США, Канады, ЮАР, Австралии, КНР, Мексики и др. Только в США действует более 110 промышленных и опытно-промышленных установок КВ с производительностью от 0,1 до 3 — 5 млн т горной массы в год.

Технология кучного выщелачивания золота широко применяется в России, Казахстане, Киргизии и Узбекистане.

В России кучное выщелачивание золота применяют на предприятиях Восточного Забайкалья (Дарасун, Балей, Апрелковско-Пешковская рудоносная зона и др.). Материалом для КВ служат бедные товарные, забалансовые руды и минерализованная масса вскрышных пород с содержанием золота от 0,5 — 0,7 до 3 — 5 г/т.

В Киргизии концерн «Южполиметалл» выщелачивает золото из некондиционных руд высокогорных месторождений.

В Узбекистане кучное выщелачивание в промышленном масштабе осуществляется из отвальных пород карьера Мурунтау. Годовая производительность предприятия КВ по перерабатываемой массе превышает 12 млн т. Содержание золота в перерабатываемом сырье 0,5 — 0,8 г/т. КВ развивается на Даугыстауском месторождении.

В Казахстане наибольший успех по освоению технологии кучного выщелачивания золота достигнут АО «Васильковский ГОК» и компанией «АВС-Балхаш».

В АО «Васильковский ГОК» для кучного выщелачивания используют окисленную руду Васильковского месторождения. Минеральный состав руды, массовых %: SiO_2 — 64,2; Al_2O_3 — 8,1; Fe_2O_3 — 37; CaO — 1,68; MgO — 1,61; As — 0,22; Na_2O — 1,33; K_2O — 5,80; Pb — 0,048; Zn — 0,034; Ni — 0,035; Cu — 0,045; Co — 0,023; Bi — 0,014; $S_{общ}$ — 0,35; Au — 1,58 г/т.

Крупность руды 250 — 300 мм. Суммарный объем штабелей КВ — 1,5 млн т руды. Выщелачивание производится щелочно-цианистым раствором с концентрацией цианида натрия 0,04 — 0,08 % и плотностью орошения 15 — 25 $дм^3$/т в сутки. Извлечение золота находится в пределах 50 — 55 %.

В горно-рудной компании «АВС-Балхаш» для кучного выщелачивания золота используют окисленные и полуокисленные руды месторождений Пустынное и Карьерное. Содержание золота в окисленных и полуокисленных рудах, направляемых на кучное выщелачивание, — от 3 до 1,35 г/т.

Руда поступает на два дробильных комплекса общей мощностью переработки до 1460 тыс. т/год. Она проходит три стадии

дробления до крупности –20 мм, транспортируется на подготовленное основание, где укладывается в штабель высотой 7 м при проектной высоте штабеля 49 м. После отсыпки заданного объема поверхность штабеля взрыхляется и на взрыхленную поверхность укладывается система орошения.

Для приготовления растворов используют воду оз. Балхаш, которая подается по водоводу длиной 18 км. Штабель орошается раствором цианида натрия при концентрации 0,7 г/дм^3. При просачивании раствора через штабель золото растворяется:

$$4Au + 8NaCN + O_2 + H_2O \rightarrow 4NaAu(CN)_2 + 4NaOH$$

Продуктивный раствор стекает в коллектор и по дренажной системе перфорированных труб поступает в емкости-накопители, откуда перекачивается в гидрометаллургический цех на сорбцию.

В качестве сорбента используют активированный уголь. Раствор проходит через 5 последовательно установленных сорбционных колонн с углем. С целью эффективности сорбции используется принцип противотока — активированный уголь с помощью эжекторов движется навстречу продуктивному раствору.

Насыщенный уголь поступает в десорбционную колонну. Съем золота с угля осуществляется при температуре 125 °С и давлении 4 атм в концентрированном растворе цианида (0,2 %) и каустической соды (1 %). Насыщенный золотом раствор подается на электролизеры, где происходит осаждение золотосодержащего шлама на катодные сетки. Шлам снимается, проходит кислотную обработку и поступает на плавку для получения золото-серебряного сплава «Доре».

В 1995 — 2001 г. в штабели № 1 и № 2 уложено 2614,7 тыс. т руды с содержанием 1,35 г/т при массе золота — 3500 кг. Высота основного штабеля № 2 (2431 тыс. т руды) достигла 35 м. Получено 1050 кг золота, при этом общее извлечение составило 30 %.

Годовая производительность по переработке руды варьировала от 204 тыс. т (1995 г.) до 850,1 тыс. т (2000 г.), средняя за 6

лет — 373 тыс. т. Производство аффинированного золота составляет от 75,6 кг в 1995 г. до 245,1 кг в 2000 г., среднее — 150 кг в год.

В 1995 — 1997 гг. извлечено 37,2 % золота от уложенного за этот период сырья, затем извлечение стало снижаться из-за кольматационных процессов.

Практика извлечения золота из хвостов флотации руд в Казахстане пока ограниченна. В 1993 — 1994 гг. ТОО «Алтын — Кулагер» построило и запустило в работу опытно-промышленную установку кучного выщелачивания золота из хвостов Бестобинской ОФ. Выщелачивание золота велось в течение 1995 — 1996 г. на штабеле объемом 100 тыс. т. Содержание золота в штабеле КВ находилось на уровне 2,2 г/т, запасы — 220 кг. Выщелачивали по щелочно-цианистой технологии с извлечением золота из продуктивных растворов на смолу АМ-2Б. За два года работы было извлечено всего 32 кг золота (14,4 %).

Золотосодержащее сырье обладает различной степенью устойчивости к геохимическим преобразованиям. Дуализм поведения золота (как инертного и геохимически подвижного элемента) объясняется, с одной стороны, его низкой растворимостью, с другой — способностью к комплексным легкорастворимым образованиям и миграции в виде субмикроскопических форм.

При окислении и растворении сульфидов, содержащих тонкодисперсное золото, последнее может непосредственно переходить в коллоидный раствор. Стабилизатором коллоидного золота является коллоидный кремнезем, а также карбонат натрия и $Fe(OH)_3$. Коллоидные растворы золота образуются также при действии $FeSO_4$ на раствор золотого хлорида.

Процесс растворения золота может быть описан общим уравнением кинетики:

$$\frac{dq}{dt} = \beta [C_n(a) - C],$$

где β — константа скорости растворения; C — хвостовое содержание золота; C_n — исходное содержание золота; a — концентрация активного агента.

Растворимость золота является функцией концентрации в растворителе активного агента (а) и характеризуется зависимостью

$$C_n = \Gamma a^n,$$

где Г, n — коэффициенты, причем Г = const для определенного реагента.

Применение кучного выщелачивания золота в каждом конкретном случае определяется геотехнологическими свойствами золотосодержащего сырья.

Оценка возможностей геотехнологического освоения золоторудных объектов представляет собой многоуровневый процесс, так как реализация геотехнологии связана с необходимостью учета как теоретических, так и практических решений.

Оценка геотехнологичности золотосодержащего сырья (руда, хвосты обогащения и т.п.) осуществляется по геохимическим, минералогическим и технолого-эксплуатационным параметрам. Под термином «геотехнологичность» понимается свойство, которым обладает сырье в отношении перевода содержащегося в нем золота в подвижное растворенное состояние. Практическое значение при этом приобретает геотехнологическая классификация пригодности золотосодержащего сырья к кучному выщелачиванию.

Растворение золота зависит главным образом от минералогического свойства вмещающих пород, их структурно-текстурных особенностей и физико-химических свойств среды. В частности, чем крупнее золотины и чем монолитнее порода, тем растворимость золота хуже.

Из внутренних факторов геохимии золота имеет значение переменная валентность элемента и способность к образованию комплексов. Золото растворяется после разрушения кристаллических решеток акцессорных минералов и раскрытия образующих сростков. Наиболее быстро растворение золота протекает в присутствии сильных окислителей: диоксида марганца, кислорода, оксида железа и меди. Максимальному растворению золота способствуют более высокие значения коэффициентов

фракционирования кальция с магнием, кремния с железом или алюминием, калия с натрием и ванадия с хромом.

При химическом растворении для вскрытия золотосодержащих пород используют реагенты: FeCl, $Fe_2(SO_4)_3$, CuCl, $CuSO_4$, NaCl, HCl, H_2SO_4, щелочи, цианиды натрия или калия, тиомочевины и хлорную воду.

Растворение золота, содержащегося в золотоносных колчедановых породах, происходит под действием сульфата окисленного железа, а выпадение его из растворов — при их встрече с сульфидными породами.

Золото, представленное субмикроскопическими включениями в пирите, наиболее растворимо. При этом растворение происходит под действием сульфита окисленного железа, образующегося при окислении пирита. Наиболее интенсивное окисление золотоносных пиритов и пирротинов протекает при pH 5,5 и Eh = 0,8 В. При этом в минерализованных растворах наиболее вероятным комплексом золота является $Au(OH)_2$, а в сильно минерализованных, с высоким содержанием золота — смешанные хлорогидроксокомплексы веществ типа $[AuCl_3OH]^-$.

В процессах окисления золота важно присутствие хлорид-иона, необходимого для растворения оксидной пленки. Хлоридное золото, хорошо растворимое в воде, образуется при действии на тонкодисперсное золото элементарного хлора, выделение которого возможно при одновременном присутствии ионов хлора, кислоты и высших оксидов марганца.

Для выщелачивания золота из золото-кварцевых пород наиболее благоприятна щелочная среда pH более 8 и среда с повышенной концентрацией HCl и тиосульфатных ионов.

Растворенное золото реагирует на малейшее изменение электрического поля, выделяясь в местах сгущений силовых линий на вершине, ребрах и гранях токопроводящих кристаллов.

Создание методологических основ строительства и эксплуатации участков КВ, включающих теоретические положения, регламентирующие параметры формирования штабелей, агломерацию сырья, сооружение гидронепроницаемых оснований, параметры системы орошения и сбора растворов, интенсификацию

процесса выщелачивания наряду с задачами геотехнологической оценки золотосодержащего сырья для кучного выщелачивания имеет существенное значение.

Для увеличения эффективности золотодобычи актуальна задача создания методических основ определения оптимальных граничных условий применения кучного выщелачивания в комбинации с традиционными способами добычи и переработки сырья.

Конструктивные особенности площадок кучного выщелачивания определяются рядом факторов, основными из которых являются: годовой объем перерабатываемого золотосодержащего сырья; крупность сырья; материал и параметры гидронепроницаемого основания; состав оборудования; схема организации работ.

Кучное выщелачивание позволяет извлекать золото из окисленного сырья с низкой стоимостью. Однако, несмотря на более высокую стоимость, традиционная заводская технология дает более высокое извлечение. Поэтому использование традиционной технологии для переработки богатых руд и кучного выщелачивания для бедных руд позволяет эффективно эксплуатировать месторождения.

Отсутствие экономически обоснованных границ применения кучного выщелачивания не позволяет определять кондиции для данной технологии и выделять ту часть промышленных запасов месторождений, которая может быть переработана методом кучного выщелачивания.

Методика определения граничных условий применения кучного выщелачивания для золотодобычи приобретает особую актуальность. Методические положения должны включать выбор единого критерия оценки эффективности отработки запасов, методику оценки теряемой ценности при различных технологиях, правила пересмотра кондиций и бортовых содержаний.

Область применения кучного выщелачивания в комбинации с традиционной технологией для новых месторождений исследуется с учетом неопределенности исходной геологической и технологической информации.

Экологическая корректность технологий КВ относится к мало разработанным теоретическим вопросам горного дела.

Накопление и хранение отходов флотационного обогащения руд приводят к использованию значительных площадей под карты хвостохранилищ и ощутимым образом отражаются на состоянии окружающей среды.

Экологические, социальные и экономические последствия в результате длительного хранения отходов обогащения руд приводят к снижению уровня рентабельности недропользования и ухудшают условия жизни населенных районов, расположенных в зоне хвостохранилищ. В районах расположения хвостохранилищ образуется сложный техногенный рельеф, изменяется природная среда.

Хвостовое хозяйство является одним из главных источников нарушения экологического равновесия среды. Хвосты флотации руд вызывают водную и ветровую эрозию, они подвержены пылению. Запыленность воздуха может превышать санитарные нормы на расстоянии до 2 км и более от источника пыления.

Вынос в атмосферу мельчайших минеральных частиц, флотореагентов — пыли в свободном состоянии и в виде аэрозолей — на длительное время загрязняет воздушное пространство. Оседая на почву и водоемы, пыль накапливается и генерирует сверхнормативные концентрации тяжелых металлов и токсичных элементов.

Наибольшую опасность для здоровья человека представляют собой пыль, содержащая свободный диоксид кремния в кристаллических его модификациях, остаточное количество цианидов, родонидов, кислот, щелочей и т.п., что является причиной легочных заболеваний, развития раковых опухолей и других заболеваний.

Под хвостохранилища отводятся огромные территории, которые впоследствии представляют собой безжизненные пространства и становятся центром катастрофических процессов.

Проникновение загрязненных стоков в почву связано с нарушением экологического равновесия грунтовых и подземных вод, их заражением химическими веществами. Нарушение земной поверхности и водного режима выводит земли из сельскохозяйственного баланса.

В результате загрязнения среды обитания токсичными элементами животный и растительный мир насыщается ими в количествах, превышающих допустимые нормы, что вызывает физиологические сдвиги и заболевания людей, животных и растений.

По данным ВИОГЕМ, плодородие земель при удалении на 5 — 10 км от хвостохранилищ ухудшается на 10 — 20 %, а стоимость и трудоемкость производства сельскохозяйственной продукции увеличивается на 10 — 15 %.

Увеличение концентрации сернистого ангидрида на 1 мг/м^3 воздуха снижает урожайность и качество сельскохозяйственных культур на 30 — 40 %, содержание белка в злаках снижается на 20 — 30 %, падает продуктивность скота, растет его заболеваемость. В зоне влияния хвостохранилищ в овощах и картофеле отмечается избыток свинца, цинка, меди, мышьяка, снижается содержание витаминов, крахмала и сахара. Так, в окрестностях золотодобывающих предприятий Казахстана ПДК загрязнителей атмосферы значительно превышает установленные нормы. В районе рудника Бестобе АО «Казахалтын» у хвостохранилища, занимающего 30 га площади с высотой отвала хвостов 6 м и объемом 896 тыс. т, суточные выбросы пыли составляют 6 — 7 мг/м^3 при ПДК = 0,15 мг/м^3 (SiO_2, As, Zn и др.), что превышает санитарные нормы в 40 — 70 раз.

В табл. 13.1 приведены предельно допустимые концентрации вредных веществ, загрязняющих атмосферу, характерные для горного производства.

Социальные последствия воздействия загрязненной среды на здоровье человека многообразны. Количественная оценка социальных последствий загрязнения среды в стоимостной форме трудно осуществима. Экономическая оценка социальных результатов не адекватна последствиям, а только отражает их влияние на экономику предприятия и региона.

Таблица 13.1

Предельно допустимые концентрации вредных веществ

Вещество	ПДК, мг/м^3	
	максимальная разовая	среднесуточная
Диоксид азота	0,085	0,085
Марганец и его соединения	—	0,01
Мышьяк	—	0,003
Пыль	0,5	0,15
Ртуть металлическая	—	0,0003
Свинец и его соединения	—	0,0007
Свинец сернистый	—	0,0017
Серная кислота по молекуле	0,3	0,1
Серная кислота по водному иону	0,006	0,002
Сернистый ангидрит	0,5	0,005
Сероводород	0,008	0,008
Сероуглерод	0,03	0,005
Оксид сероуглерода	0,2	0,2

Оценка ущерба от ухудшения здоровья с экономических позиций рассчитывается по величине недополученного заработка из-за болезни, из-за смертности в трудоспособном возрасте. В результате теряется прибавочный продукт, сокращается национальный доход.

Экономические потери вследствие ухудшения здоровья населения от загрязнения окружающей среды можно классифицировать следующим образом:

- сокращение выработки продукции;
- увеличение расходов социального страхования;
- увеличение выплат по инвалидности и пособий вследствие потери кормильца;
- увеличение расходов на здравоохранение;
- увеличение расходов на подготовку кадров по замене выбывших.

Поэтому в целях снижения уровня экологических, социальных и экономических последствий образования и хранения отходов обогатительного производства необходимо их сокращать, перерабатывать, утилизировать и ликвидировать. Для этого совершенствуют схемы и режимы обогащения руд, меняют оборудование, внедряют автоматизированные системы управления и контроля, создают новые технологии переработки лежалых хвостов.

Развитие рентабельной золотодобычи определяет необходимость создания высокоэффективных адаптированных к окружающей среде технологических систем и агрегатов для разработки месторождений в усложнившихся горно-геологических условиях с высокой полнотой и качеством извлечения золотосодержащих руд из недр.

Возникает необходимость радикального совершенствования существующих и создания принципиально новых технологий переработки труднообогатимых и забалансовых руд, некондиционного и техногенного сырья с высоким извлечением золота и других полезных компонентов.

13.2. ТЕХНОЛОГИЯ СООРУЖЕНИЯ ШТАБЕЛЕЙ

Удельный вес затрат на сооружение и эксплуатацию штабелей КВ в себестоимости конечной продукции составляет от 60 до 70 %.

Технико-экономические показатели добычи металла кучным выщелачиванием во многом зависят от правильности выбора параметров формирования штабелей КВ (рис. 13.1), а также от качества их сооружения и эксплуатации.

Размеры неустойчивой части уступа определяются величинами рабочего α и устойчивого α_y углов откоса. Ширина С основания призмы зависит от углов рабочего и устойчивого откосов и от высоты уступа:

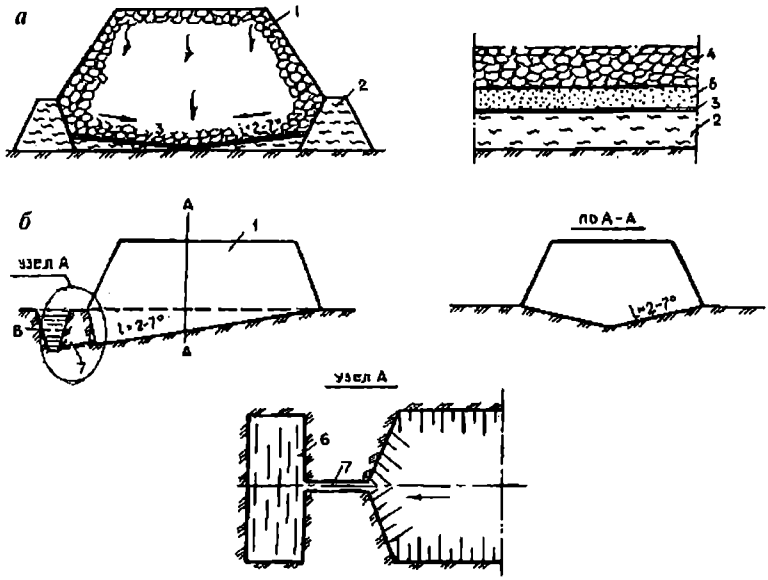


Рис. 13.1. Устройство штабеля КВ:
на поверхности грунта (*а*): *1* — штабель; *2* — глина; *3* — гидроизоляция; *4* — сырье; *5* – песок; с заглублением в грунт(*б*): *1* — штабель; *2* — сборник растворов; *3* — дренажная система; *6* — прудок; *7* — канал для стока растворов

$$C = H(\operatorname{ctg}\alpha_y - \operatorname{ctg}\alpha),\ м.$$

Длина, ширина и глубина кюветы определяются из выражения

$$V = x\,H\,L_T\,B_0\gamma,$$

где V — масса сырья, складируемого для выщелачивания, тыс. т; x — соотношение максимальной глубины кюветы и высоты штабеля; H — максимальная глубина кюветы, м; L_T — длина кюветы, м; B_0 — ширина кюветы, м; γ — объемная масса руды, т/м^3.

Для обеспечения эффективности погрузки и транспортировки горной массы при проходке кюветы КВ важно рациональное сочетание характеристик экскаватора и автотранспорта:

$$G_r = (4{,}5\,E\gamma\,a)\sqrt[3]{l},$$

где $G_г$ — объем грузоперевозок, т·км; E — вместимость ковша экскаватора, м^3; a — коэффициент вместимости ковша экскаватора (a = 3 при E ≥ 4 м^3, a = 2 при E < 4 м^3); l — расстояние транспортировки, км; γ — плотность горной массы, т/м^3.

Агломерация мелких фракций сырья производится добавлением связующих добавок: портландцемента, извести, золы, отходов цементного производства и др.

Сырье из приемного бункера подается в машину окомкования. Туда же дозированно подают известковое молоко, приготовленное в контактных чанах, и цемент. Крупность окатышей 15 — 30 мм. Окомкованный продукт накапливается в бункере готового продукта (рис. 13.2).

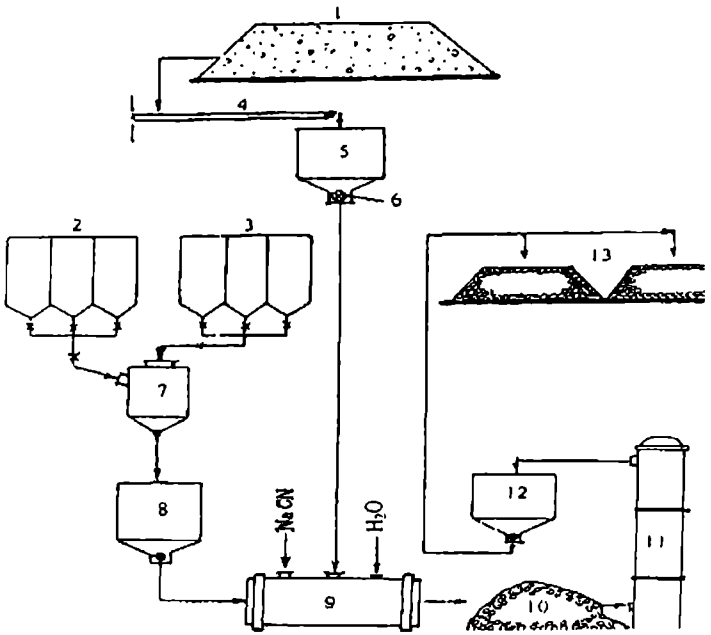


Рис. 13.2. Технологическая схема агломерации хвостов флотации:
1 — склад сырья; *2* — склад цемента; *3* — склад извести; *4* — конвейер; *5* — бункер; *6* — питатель; *7* — циклон; *8* — расходный бункер цемента и извести; *9* — машина для окомкования; *10* — склад готового продукта; *11* — элеватор; *12* — дозаторный бункер; *13* — штабели выщелачивания

Окомкование золотосодержащего сырья позволяет повысить извлечение полезного компонента и сократить время выщелачивания в 2 — 3 раза.

Добавление цианида натрия позволяет от 40 до 60 % золота переводить в поровое пространство гранул в течение 16 — 18 ч их высыхания. Скорость реакции:

$$K = \frac{1}{\tau} \ln \frac{C^0_{CN^-}}{C^0_{CN} - (C^0_{CN^-} - C^\tau_{CN^-})},$$

где $C^0_{CN^-}$ — начальная концентрация CN^- на начальный момент времени ($\tau = 0$); $C^\tau_{CN^-}$ — концентрация прореагировавшего цианида за истекшее время; $C_{CN^-} = C^0_{CN^-} - C^\tau_{CN^-}$ — концентрация цианида в данный момент времени.

Действие цианида связано с щелочностью среды и ее кислородным балансом.

Константа диссоциации синильной кислоты:

$$\frac{[H^+][CN^-]}{[HCN]} = 4{,}7 \cdot 10^{-10} \text{ при } 180\ ^\circ C.$$

Количество цианистого натрия для агломерации сырья принимается по табл. 13.2.

На анодных участках поверхности золота образуется комплексный ион и высвобождается электрон:

$$Au + 2CN^- = [Au(CN)_2]^- + e,$$

а на катодных участках происходит восстановление растворенного кислорода с образованием пероксида водорода и гидроксид-ионов:

$$O_2 + 2H_2O + 2e = H_2O_2 + 2OH^-$$

Таблица 13.2

Влияние pH на концентрацию ионов циана

pH	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0	8,5	9,0	9,5	10,0	10,5	11	11,5
CN^-	0,03	0,1	0,2	0,77	2,38	6,87	17,0	31,7	43,8	52,0	53	53,1
Примечание. Единица концентрации CN — $м^2$ / 100 $м^2$ NaCN.												

Процесс растворения лимитируется подводом цианид-иона (CN^-) и кислорода (O_2). Соотношение концентрации свободных ионов CN^- и O_2 должно быть на уровне 5 — 6. Это достигается при pH 9 –10, что позволяет за 16 — 18 ч перевести 40 — 60 % золота в поровое пространство гранул.

Гидроизоляция основания формируется по размеру отсыпаемой кучи и бортов кюветы при наклоне 2 — 7° дна для свободного стока продуктивных растворов в аккумулирующую емкость (рис. 13.3).

Прочность основания штабеля определяется графоаналитическими расчетами (рис. 13.4).

В основание кюветы укладывается полиэтиленовая пленка (2 — 4 слоя), на пленку укладывается слой глины с утрамбовкой 0,5 — 1,0 м, на глину — до двух слоев пленки и на пленку — песок 0,5 — 0,8 м.

Объем глины ($м^3$), укладываемой в основание кюветы:

$$V_г = h_г\left[L_0\left(\frac{2H + B_0 \sin\alpha}{\sin\alpha}\right) + H\left(\frac{B_0 \cos\alpha + 2H}{\cos\alpha}\right)\right] + 5\%\ V_г.$$

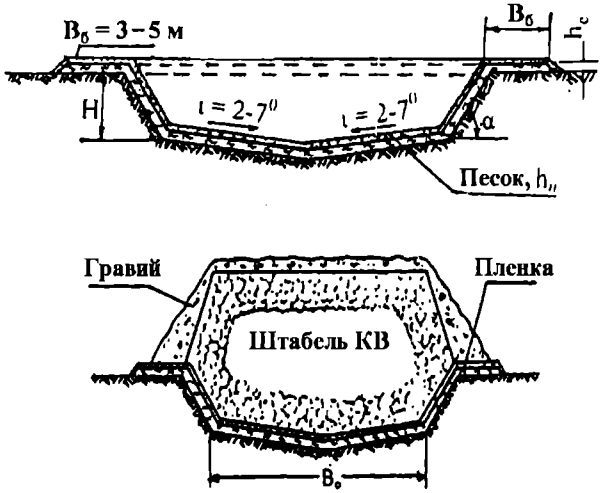


Рис. 13.3. Формирование гидронепроницаемого основания штабеля КВ:
$B_б$ — ширина гидронепроницаемого борта кюветы; h_c — толщина слоя песка

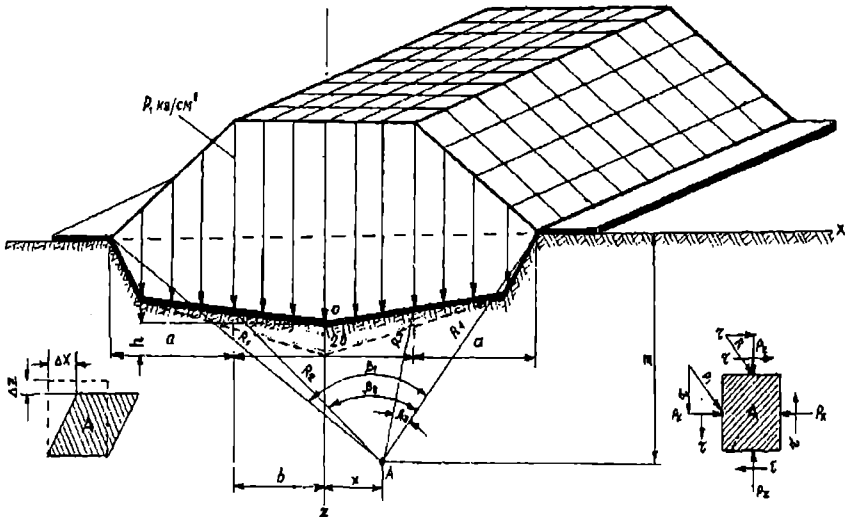


Рис. 13.4. Схема к определению прочности основания штабеля

Объем песка (м^3) в основании кюветы:

$$V_п = h_п\left(\frac{95\,\%\,V_г}{h_г}\right).$$

Напряженное состояние основания штабеля кучного выщелачивания оценивается расчетом:

$$P_z = \frac{P}{\pi a}\left[a(\beta_1+\beta_2+\beta_3)+b(\beta_1+\beta_3)+x(\beta_1-\beta_3)\right],$$

$$P_x = \frac{P}{\pi a}\left[a(\beta_1+\beta_2+\beta_3)+b(\beta_1+\beta_3)+x(\beta_1-\beta_3)-2z\ln\frac{R_1R_4}{R_2R_3}\right],$$

$$\tau_{max} = \frac{PZ}{\pi a}\sqrt{\ln^2\frac{R_1R_4}{R_2R_3}+(\beta_1-\beta_2)^2}.$$

При известных значениях P_z и P_x и при $\tau_{zx} = \tau_{xz}$ наибольшее касательное напряжение вычисляется по зависимости

$$\tau_{max} = \frac{1}{2}\sqrt{(P_z-P_x)^2+4\tau_{zx}^2}.$$

Из величины нормальных напряжений P_z и P_x и касательных τ_{zx}, τ_{xz}, действующих по горизонтальным и вертикальным площадкам, вычисляют величину главных напряжений P_1 и P_2:

$$P_1, P_2 = \frac{P_z P_x}{2} \pm \frac{1}{2}\sqrt{(P_z - P_x)^2 + 4\tau_{zx}^2} .$$

При расчете осадок основания штабеля КВ величина податливости грунта h_r зависит от величины нагрузки и сил сопротивления осадке. В пределах сжимаемой толщи залегает слой грунта с модулем деформации E_1, точностью $H_т$, удовлетворяющей условию

$$H_т \geq h_r\left(1 - \sqrt[3]{\frac{E_1}{E_2}}\right),$$

где E_2 — модуль деформации материала гидроизоляционного экрана.

Зависимость фактической осадки $h_ф$ гидроизоляционного экрана от массы штабеля КВ описывается выражением

$$h_ф = h\,\frac{(P_п - P_1)P}{(P_п - P)P_1},$$

где h — расчетная величина осадки экрана при давлении P_1, равном расчетному сопротивлению материала экрана; $P_п$ — давление на экран, соответствующее критическому состоянию; P — фактическое давление от налегающего веса сырья.

Конструкция площадки КВ представляет собой искусственно возводимую на рельефе местности емкость оптимальной для технологических процессов конфигурации и размеров.

1. Количество площадок (кювет) под штабели КВ.

Вместимость одной площадки

$V = BLH_{ср}$, $м^3$,

где B — ширина площадки, м; L — длина площадки, м; $H_{ср}$ — средняя высота штабеля КВ, м.

Вместимость штабеля при насыпной массе агломерированных хвостов γ (т/м^3)

$$Q = \gamma V K_н, т,$$

где $K_н$ — коэффициент увеличения массовой вместимости штабеля за счет не учтенной в конце кюветы массы ($K_н$ = 1,02).

К штабелям КВ, формируемым из мелких хвостов флотации, предъявляют следующие требования:

- мелкофракционное сырье должно предварительно агломерироваться;
- основание под штабелем должно иметь достаточную механическую прочность, быть непроницаемым и спланированным так, чтобы обеспечивался сбор продуктивных растворов;
- отсыпка штабеля должна исключать его переуплотнение и запечатывание путей движения растворов при орошении;
- высота штабеля должна быть оптимальной по условиям фильтрации раствора, выносу металла и должна исключать переотложение солей, кольматирующих поровые пространства;
- система орошения должна обеспечивать управляемость процессом движения растворов по штабелю КВ;
- дренажная система должна эффективно обеспечивать сбор и вывод продуктивных растворов;
- при использовании цианистых растворов штабели КВ не должны быть источником загрязнения окружающей среды.

Количество активно работающих штабелей в год (шт.) (с учетом оборачиваемости):

$$N_{акт} = \frac{П}{Q},$$

где П — производительность участка КВ, тыс. т/год.

Количество площадок, необходимых для обеспечения производства:

$$N = \frac{N_{акт}}{n},$$

где n — оборачиваемость одной площадки в год, раз.

2. Продолжительность цикла отработки одного штабеля КВ:

$$T = \frac{365}{n}, \text{ дней}.$$

Продолжительность цикла Т складывается из времени выщелачивания ($T_в$), промывки ($T_п$), разборки оросительной системы ($T_р$), уборки отработанной массы ($T_у$), профилактики дна и стенок кюветы ($T_п$), загрузки сырьем ($T_з$), сборки оросительной системы ($T_с$).

3. Активная (орошаемая) высота отсыпаемого штабеля КВ. Определяется из условий насыщенности сырья инфильтрационным потоком раствора, из времени его контакта с выщелачиваемым материалом и содержания металла в выносимом растворе.

Среднее время прохождения инфильтрационного потока от верхней до нижней точки высоты штабеля:

$$\tau_{ср} = \frac{V}{\omega} = \frac{SH}{\omega}, \text{ ч},$$

где S — площадь орошения единичным источником, м^2; H — орошаемая высота штабеля, м; ω — объем раствора, проходящего через штабель по сечению площадью S за время τ, м^3.

В выходящем растворе содержится выносимый металл при различном времени ($0 \le \tau \le \infty$) контакта с раствором.

Если обозначить через $\Delta C(\tau_1), \Delta C(\tau_2) \ldots \Delta C(\tau_i)$ — доли металлов в выходящем растворе со средним временем контакта с раствором $\tau_1, \tau_2, \ldots, \tau_i$, то среднее остаточное содержание металла в выщелачиваемом материале $C_{ост}$:

$$C_{ост} = \Delta C(\tau_1) F(\tau_1) + \Delta C(\tau_2) F(\tau_2) + \ldots + \Delta C(\tau_i) F(\tau_i),$$

или $$C_{ост} = \sum_{i=1}^{R} \Delta C(\tau_i) F(\tau_i),$$

где $F(\tau_i)$ — остаточное содержание металла при данном времени контакта (τ_i) с инфильтрационным потоком раствора.

При непрерывном контакте выщелачиваемого металла с проходящим раствором по времени вместо суммы необходимо использовать интеграл:

$$C_{ост} = \int_0^{\tau_п} P'(\tau) F(\tau) d\tau,$$

где $\tau_п$ — полное время выщелачивания; $P'(\tau)$ — функция, характеризующая распределение контакта во времени (плотность распределения).

Сущность функции $P'(\tau)$ поясняется на примере. Если в выходящем продуктивном растворе создается концентрация металла в интервале времени контакта от τ до $\tau + d\tau$, соответствующем $P(\tau)\, d\tau$, то доля концентрации со временем контакта от τ_1 до τ выражается интегралом:

$$\Delta C = \int_{\tau_1}^{\tau} P'(\tau) d\tau.$$

Интеграл $\int_{\tau_1}^{\tau} P'(\tau) d\tau = 1$, так как вся формируемая концентрация металла произошла за время контакта раствора с выщелачиваемым материалом в период его прохождения по штабелю от τ_1 до τ.

Функция $P'(\tau)$ получается из уравнения материального баланса [59]:

$$\omega C_0 d\tau - \omega C d\tau = V dC,$$

где C_0 — содержание металла в исходном сырье; C — содержание (концентрация) металла в выходящем растворе.

$\frac{C}{C_0} = 1 - e^{\frac{\omega}{V}\tau}$ — для металла — время контакта с раствором от 0 до τ.

Тогда

$$P(\tau) = 1 - e^{\frac{\omega}{V}\tau},$$

а плотность распределения по времени:

$$P_1(\tau) = \frac{d}{d\tau} P(\tau),$$

$$P'(\tau) = \frac{\omega}{V} e^{-\frac{\omega\tau}{v}}.$$

Подставляем найденное выражение для $P_1(\tau)$ в уравнение:

$$C_{ост} = P'(\tau) = \frac{\omega}{V} \int_0^{\tau} e^{-\frac{\omega\tau}{v}} F(\tau) d\tau.$$

Если $\frac{\omega}{v} < 1$, то и $e^{-\frac{\omega}{v}\tau} \to 1$.

Приняв $e^{\frac{\omega\tau}{v}} = 1$, получим

$$C_{ост} \approx \frac{\omega}{V} \int_0^{\tau_п} F(\tau) d\tau.$$

Из последнего уравнения вычисляют максимальную высоту орошаемого слоя при задаваемом остаточном содержании металла в выщелачиваемом сырье (по коэффициенту извлечения):

$$H = \frac{\omega}{SC_{ост}} \int_0^{\tau_п} F(\tau) d\tau, \text{ м}.$$

Если функция $F(\tau)$ линейная, то

$$\int_0^{\tau_п} F(\tau)\, d\tau = \frac{1}{2}\tau.$$

До 70 % золота из навесок проб хвостов флотации (–1,5 +0,074 мм) при прямом цианировании в статических условиях извлекается за 18 —24 ч.

Для расчета принимаем $\tau_п$, равным 240 и 360 ч, тогда

$$\int_0^{\tau_п} F(\tau) c/\tau = \frac{1}{2} 240 = 120 \text{ ч и } \frac{360}{2} = 180 \text{ ч}.$$

При извлечении золота на уровне 60 % ($C_{ост}$= 40 %) высота штабеля:

$$H_1 = \frac{\omega}{SC_{ост}} \int_0^{\tau_n} F(\tau)d\tau = \frac{0,02}{1 \cdot 0,4} 120 = 6 \text{ м},$$

$$H_2 = \frac{0,02}{1 \cdot 0,4} 180 = 9 \text{ м},$$

где $\omega = 0,02$ м^3/м^2 в 1 ч — плотность орошения штабеля (20 л/м^2/ч); $S = 1$ м^2 — площадь орошения; $C_{ост} = 40$ % (0,4) — остаточное содержание металла в выщелоченном сырье при принятом $K_{извл} = 60$ %.

Параметры орошения рассчитываются, исходя из закономерностей гидродинамики потока реагента и корреляционных связей между расходом растворителя, показателями концентрации раствора и диаметра зоны смачивания выщелачиваемого сырья.

Размеры инфильтрационной зоны и количественное значение насыщенности потока раствора определяются плотностью орошения, проницаемостью раствора, параметрами факела единичного источника и показателями рассеивания потока в координатах его перемещения.

Размеры фильтрационной зоны определяются размерами кюветы штабеля КВ и депрессионной кривой (рис. 13.5). Сетка оросителей, диаметры труб и расход раствора определяются из условия равномерности насыщения штабеля КВ раствором.

Время прохождения раствором штабеля до днища при скорости просачивания $C = K_ф$ и гидродинамическом градиенте grad $W = 1$:

$$t = \frac{H}{K_ф},$$

где H — рабочая высота штабеля, м.

Объем раствора в инфильтрационной зоне штабеля:

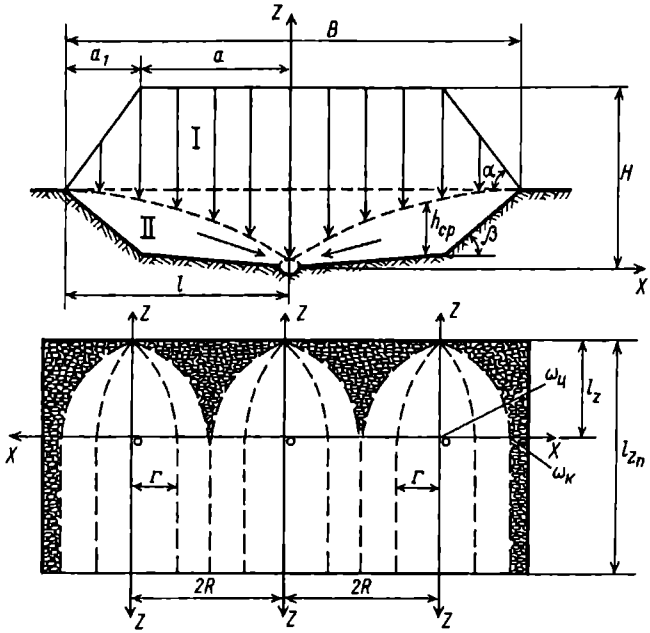


Рис. 13.5. Расчет параметров орошения:
I — инфильтрационная зона; *II* — фильтрационная зона

$$Q_{инф} = P_{ор} lb \frac{H - h_{ср}}{K_ф},$$

где $P_{ор}$ — плотность орошения, l — длина штабеля; b — ширина штабеля; $h_{ср}$ — средняя мощность фильтрационной зоны в штабеле.

Продолжительность формирования фильтрационной зоны:

$$\tau_{фил} = \frac{Q_{фил}\left(1 - \frac{W}{K_ф}\right)}{П_{ор} - Д_ф}, \text{ ч},$$

где W — насыщенность фильтрационной зоны; $П_{ор}$ — производительность оросительной установки; $Д_ф$ — скорость фильтрации раствора из штабеля КВ.

Насыщенность штабеля КВ потоком (на оси Z) растворителя от точечного источника для расчета расстояний между источниками:

$$W_{Н} = \frac{\delta\alpha}{\pi\kappa}\left\{\frac{1}{l_z} + 4\frac{\exp\left[-\frac{\alpha}{2}\sqrt{4R^2 + l_z^2} - l_z\right]}{\sqrt{4R^2 + l_z^2}}\right\}.$$

Насыщение по краям факела:

$$W_{К} = \frac{\delta\alpha}{\pi\kappa}\left\{4\frac{\exp\left[-2\left(\sqrt{4R^2 + l_я^2} - l_z\right)\right]}{\sqrt{2R^2 + l_z^2}}\right\} + 4\frac{\exp\left[-\frac{\alpha}{2}\left(\sqrt{10R^2 + l_я^2} - l_z\right)\right]}{\sqrt{10R^2 + l_z^2}} +$$

$$+\frac{\exp\left[-\frac{\alpha}{2}\left(\sqrt{18R^2 + l_z^2} - l_z\right)\right]}{\sqrt{18R^2 + l^2}}.$$

Расстояние между источниками орошения штабеля КВ:

$$X_{и} = 2R,$$

где R — радиус окружности факела растекания, м.

Орошение сырья в штабеле начинается с замачивания в форсированном режиме (3 — 4 сут). В дальнейшем осуществляется переход на капельный режим. При достижении содержания в растворе золота 10 мг/л насыщенный раствор отправляется на сорбцию, а в штабель подается свежая порция раствора. Способ интенсификации процесса КВ выбирается в рамках классификации (табл. 13.3).

Экономико-математическое моделирование позволяет получить значение платежной матрицы, для анализа которой используются критерии и приемы теории принятия решений Вальда, Лапласа, Сэвиджа. Эффективность добычи обеспечивается комбинированием кучного выщелачивания с традиционными способами добычи и переработки сырья.

Таблица 13.3

Классификация способов интенсификации КВ золота из хвостов флотации руд

Класс. Способ	Группа	Энергия	Вариант
1. Физический	1	Электрокинетика	Наложение электрического поля для возбуждения электроосмотического, электрохимического и поляризационного эффектов
	2	Электромагнетизм	Наложение высокочастотного электромагнитного поля для активации реакций на границе раздела фаз
	3	Магнитоимпульс	Магнитоимпульсная обработка зон переуплотнения штабеля
	4	Магнитоиндукция	Омагничивание рабочего раствора выщелачивания
	5	Ультразвуковая	Зондирование штабеля для выявления зон переуплотнения с последующей ликвидацией. Ускорение фильтрационно-диффузионных реакций
			Обработка раствора выщелачивания ультразвуком в режиме кавитации для повышения ОВП за счет изменения соотношения Fe^{2+}/Fe^{3+} в сторону менее единицы
	6	Теплоаэрация	Нагнетание в штабель подогретого азота, кислорода, сжатого воздуха
2. Химический	1	Кислотная	Предварительная кислотная обработка сырья для вывода цветных металлов и стабилизации солевого состава продуктивных растворов выщелачивания
	2	Реагентная	Изменение реагентного состава раствора выщелачивания
	3	Активация	Применение катализаторов и поверхностно-активных веществ (ПАВ)
	4	Окисление	Введение в процесс выщелачивания окислителей
3. Механический	1	Гидродинамика	Промывка штабеля КВ водонапорными струями
	2	Динамическая	Перемещение сырья на компенсационные пространства
	3	Пневмоимпульс	Шевеление сырья в штабеле КВ
	4	Взрывная	Встряхивание штабеля КВ взрыванием зарядов ВВ

Окончание табл. 13.3

Класс. Способ	Группа	Принцип	Вариант
4. Комбинированный	1	Физико-химия	Комбинированное использование физических и химических способов
	2	Физико-механика	Комбинированное использование физических и механических способов
	3	Химико-механика	Комбинированное использование химических и механических способов
	4	Физико-химико-механика	Комбинированное использование физических, химических и механических способов интенсификации

Кучное выщелачивание позволяет извлекать золото из окисленного сырья с низкой стоимостью, однако традиционная заводская технология дает более высокое извлечение, поэтому для переработки богатых руд и кучного выщелачивания применяют комбинирование технологии.

13.3. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИЙ КВ

Выщелачивание золота из сульфидсодержащего сырья возможно только после полной деструкции сульфидных минералов (пирита, арсенопирита, халькопирита и т.д.). Сульфидные минералы химически устойчивы, разложение их возможно лишь в присутствии окислителя. Согласно основным положениям теории окисления сульфидов в кислых средах процесс в зависимости от pH и Eh среды развивается по схеме

$$S^2 \rightarrow S^0 \rightarrow S_2O_3^{2-} \rightarrow S_xO_y^{2-} \rightarrow S_xO_4^{2-}$$

Если окисление сульфидов рассматривать как электрохимический процесс, то их поведение определяется окислительным потенциалом среды или возможностью перехода определенного количества электронов от донора, которым служит сера, к акцептору — любому атому, принимающему электроны (окислителю).

По Латимиру, количество переходящих от серы электронов изменяется от двух до восьми.

Переход сульфид-иона в элементарную серу происходит после передачи двух электронов в пределах потенциалов от +0,14 до +0,63 В. Стабильное состояние элементарной серы возможно при верхней границе родекс-потенциала 0,4 ÷ 0,2 В в интервале значений pH от 0 до 3 и при нижней около 0 ÷ 0,2 В при pH от 3 до 0. При более высоких окислительно-восстановительных потенциалах среды сера переходит в различные оксидные соединения. При Eh более +0,77 В возможно существование только иона SO_4^{2-}, при этом сера отдает акцептору 8 электронов.

После разложения сульфидов растворение золота описывается с позиций электрохимии. На поверхности металла образуются электрохимические ячейки (анодные и катодные участки), что обусловлено неодинаковыми энергетическими уровнями электронов в различных точках поверхности вследствие дефектов и примесей атомов других металлов.

На анодных участках поверхности золота образуется комплексный ион и высвобождаются электроны. На катодных участках, к которым притекают электроны, происходит восстановление растворенного кислорода с образованием пероксида водорода и гидроксид-ионов:

$$O_2 + 2H_2O + 2\bar{e} = H_2O_2 + 2OH^-$$

Так, в цианистых растворах: $Au + 2CN^- = [Au(CN)_2]^- + e^-$, в хлоридных растворах $Au + 4Ce^- = [Au(Ce)_4]^- + 3e^-$, при этом нормальный окислительно-восстановительный потенциал валентных переходов составляет 1000 мВ.

Скорость электрохимических процессов лимитируется подводом реагента — CN^--ионов (или Cl^--ионов) и растворенного кислорода. В табл. 13.4 приведены стационарные электродные

потенциалы некоторых сульфидных минералов в нормальном растворе KCl.

Наиболее устойчивы пирит, марказит и сульфиды меди. Разница крайних значений потенциалов сульфидов в нейтральных растворах ~ 450 мВ.

Легкоразлагающиеся сфалерит и халькозин обладают самыми большими отрицательными электродными потенциалами, а наиболее устойчивые — пирит, аргентит — наиболее высокими положительными потенциалами (табл. 13.4).

На устойчивость содержащих серу компонентов существенно влияет как Eh, так и pH среды. Исследованиями Валенси до-

Таблица 13.4

Стационарные электродные потенциалы сульфидных минералов

Минерал	Условия опыта	Потенциал минерала, мВ
Марказит	Спустя сутки, в присутствии воздуха	+560
Пирит	Спустя 5 дней, в присутствии CO_2	+460; +480
	Спустя 2 — 14 дней, в присутствии воздуха	+420; +480
	Спустя 5 дней, при отсутствии воздуха	+410
	Спустя сутки, при отсутствии воздуха	+460; +480
Халькопирит	Спустя 4 дня, в присутствии воздуха	+420
	Спустя сутки, в присутствии воздуха	+380; +330
Арсенопирит	Спустя сутки, в присутствии воздуха	+350
Борнит		+290; +350
Пирротин		+300; +340; +255
Пентландит		+220
Галенит	Спустя сутки, в присутствии воздуха	+250; +140; +290; +150
Сфалерит		+120
Молибденит		+140
Шмальтин		+110; +120

казано, что в кислой восстановительной среде устойчивым, содержащим серу компонентом является H_2S, который при повышении pH сменяется ионами HS^- и S^{2-}:

$$\frac{[H^+][HS^-]}{[H_2S]} = K_{H_2S},\ \frac{HS^-}{[H_2S]} = \frac{K_{H_2S}}{[H^+]},$$

$$\frac{[H^+][S^2]}{[HS^-]} = K_{HS},\ \frac{S^2}{[HS^-]} = \frac{K_{HS^-}}{[H^+]}.$$

Следовательно, $[H_2S] = [HS^-]$ при $K_{H_2S} = [H^+]$, а $[HS^-] = [S^{2-}]$ при $K_{HS^-} = [H^+]$. Константы K_{H_2S} и K_{HS^-} равны соответственно 10-7 и 10-14, поэтому границы между полями данных трех компонентов представляют собой вертикальные линии при pH 7 и 14.

Окисление H_2S при постоянном значении pH приводит к образованию ионов HSO_4^-, SO_4^{2-}, а HS^- и S^{2-} окисляются до SO_4^{2-}:

$$H_2S_{водн} + 4H_2O_{жидк} = HSO_{4\,водн}^- + 9H_{водн}^- + 8e,$$

$$Eh = 0{,}290 - 0{,}066\ pH + 0{,}0074\ \lg\frac{[HSO_4^-]}{[H_2S]};$$

$$H_2S_{водн} + 4H_2O_{жидк} = SO_{4\,водн}^{2-} + 10H_{водн}^+ + 8e,$$

$$Eh = 0{,}303 - 0{,}074\ pH + 0{,}0074\ \lg\frac{[HSO_4^{2-}]}{[H_2S]};$$

$$HS_{водн}^- + 4H_2O_{жидк} = SO_{4\,водн}^{2-} + 9H_{водн}^+ + 8e,$$

$$Eh = 0{,}252 - 0{,}066\ pH + 0{,}0074\ \lg\frac{[SO_4^{2-}]}{[HS^-]};$$

$$S_{водн}^{2-} + 4H_2O_{жидк} = SO_{4\,водн}^{2-} + 8H_{водн}^+ + 8e,$$

$$Eh = 0{,}148 - 0{,}059\ pH + 0{,}0074\ \lg\frac{[SO_4^{2-}]}{[S^{2-}]}.$$

Для полей устойчивости пирита и арсенопирита переменными служат Eh, pH и lg $[Fe^{2+}]$, поэтому, задаваясь произвольными значениями $[Fe^{2+}]$, можно определять положение соответствующих изолиний в пределах этих полей. Положение $[Fe^{2+}]$ в поле иона SO_4^{2-} можно определить по номограмме (рис. 13.6):

$$FeS + 4H_2O = SO_4^{2-} + Fe^{2+} + 8H^+ + 8e,$$

$$Eh = 0{,}354 - 0{,}067\ pH + 0{,}0084\ lg10^{-1} + 0{,}0042\ lg\left[Fe^{2+}\right].$$

Границы между ионами и твердыми веществами проведены при активности растворенного железосодержащего компонента, равной 10-6. Если за критерий устойчивости принять активность растворенного железа, равную 10-6 , то при pH более 3 пирит не может окисляться с выделением серы. В свою очередь, марказит отдает серу, идущую на окисление, через соли Fe^{3+}.

Преимущественное тяготение поля устойчивости пирита к кислой среде со средними значениями Eh служит ответом на вопрос, почему в противоположность окисляющим кислотам неокисляющие неорганические кислоты не воздействуют на пирит. Наличие поля растворимости пирита в условиях кислой восстано-

Рис. 13.6. Соотношение устойчивости оксидов и сульфидов железа в воде при 25 °С и давлении в 1 атм

вительной среды указывает на возможность разложения пирита в кислом растворе под воздействием восстановителей.

Электрохимическое выщелачивание золота с разложением пирита и арсенопирита происходит на поверхности раздела жидкой и твердой фаз. При этом в кинетическое уравнение процесса должны входить параметры — реакционная поверхность и, при хлорной технологии, концентрация Cl^-. Так как процесс является окислительно-восстановительным, в кинетическое уравнение входит и член, определяющий зависимость скорости реакции от электродного потенциала.

Влияние электродного потенциала на скорость процесса проявляется через концентрацию окислителя $[C_{Cl}^-]$:

$$\frac{dQ}{dt} = RS\left[G_{Ce^-}\right]^n = RS\left[G_{NaCe}\right]^{n_1}\left[\Delta\varphi\right]^{n_2},$$

где dQ/dt — скорость реакции; R — константа скорости реакции; S — площадь окисляемой поверхности; C_{NaCe} — концентрация соли натрия в растворе; $\Delta\varphi$ — смещение стационарного потенциала в положительную сторону; n_1 — порядок реакции по концентрации NaCl; n_2 — показатель.

Р. Паддефет отмечает, что при более низких Eh золото растворяется в водных растворах, содержащих окислитель и лиганда, образующего с золотом прочные комплексы. Но каждый из реагентов, взятый отдельно, не способен растворять золото. Так, золото не растворяется в отдельно взятой соляной и азотной кислоте, но легко растворяется в царской водке с образованием золото-хлористоводородной кислоты $H(AuCl_4)$.

Аналогично золото растворяется в соляной кислоте в присутствии гипохлорит-иона или железа (III), служащих окислителями. В зависимости от лиганда меняется и нормальный потенциал. Так, при наличии ионов хлора для перехода Au в Au^{3+} нормальный потенциал составляет 1,0 В, соответственно для SCN^- потенциал 0,64 В, для NH_3 0,325В.

Окислительно-восстановительными потенциалами, обеспечивающими приемлемую скорость окисления, обладают азотная кислота, пероксид водорода, железо, хлор, гипохлорит и другие пероксиды.

В качестве окислителя сульфидных руд могут быть использованы растворы хлора и гипохлорита, в том числе с добавлением раствора азотной кислоты и трехвалентного железа.

Газообразный хлор выделяет кислород из воды и растворов соединений хлора и медленно окисляет воду. Хлорноватистая и хлористая кислоты неустойчивы и активно участвуют в процессах диспропорционирования с выделением кислорода. Хлорноватая кислота также неустойчива, однако реакции с ее участием в разбавленных растворах протекают очень медленно:

$$2Cl = Cl_2 + 2e^-, \qquad E_0 = 1{,}36\,В;$$

$$0{,}5Cl_2 + H_2O = HClO + H^+ + e^-, \qquad E_0 = 1{,}63\,В;$$

$$HClO + H_2O = HClO_2 + 2H^+ + 2e^-, \qquad E_0 = 1{,}64\,В;$$

$$ClO^- + 2OH^- = ClO_2 + H_2O + 2e^-, \qquad E_0 = 0{,}66\,В.$$

В щелочных растворах существенное значение имеют реакции:

$$Cl^- + 2OH^- = ClO^- + H_2O + 2e^-, \qquad E_0 = 0{,}89\,В;$$

$$ClO_2^- + 2OH^- = ClO_3^- + H_2O + 2e^-, \qquad E_0 = 0{,}33\,В;$$

$$ClO_3^- + 2OH^- = ClO_4^- + H_2O + 2e^-, \qquad E_0 = 0{,}36\,В;$$

$$ClO^- + 2OH^- = ClO_2^- + H_2O + 2e^-, \qquad E_0 = 0{,}66\,В;$$

$$ClO_2^- = ClO_2 + e^-, \qquad E_0 = 1{,}16\,В.$$

Реакция гидролиза хлора $Cl_2 + 2OH^- = Cl^- + ClO^- + H_2O$ в щелочных растворах протекает полностью, в то время как в кислых растворах устанавливается определенное равновесие.

Поведение растворов электролитов объясняется теорией электролитической диссоциации Аррениуса:

- молекулы электролита распадаются в растворе на положительно и отрицательно заряженные ионы;

• доля молекул, распавшихся на ионы, зависит от температуры, природы вещества и его концентрации.

Так, кислоты диссоциируют на водородные ионы, несущие положительный заряд, и отрицательно заряженные ионы кислотного остатка. Соли диссоциируют на положительные ионы металла и отрицательные ионы кислотного остатка, основания — на положительные ионы металла и отрицательные ионы гидроксида.

Степень диссоциации растворенного вещества является основной характеристикой раствора:

$$a = n_1/n_2,$$

где n_1 — число молекул, распавшихся на ионы; n_2 — общее число молекул растворенного вещества в растворе.

Зависимость степени диссоциации от константной диссоциации определяется законом разбавления Оствальда:

$$K_g = a^2/(1-a)v,$$

где v — объем раствора, приходящийся на 1 моль растворенного вещества.

Важной характеристикой раствора является его ионная сила:

$$J = \frac{1}{2}\sum C_i z_i^2,$$

где C_i — концентрация данного вида иона, моль/м^2; z — валентность данного вида иона.

Согласно закону Ома сила тока связана с приложенным напряжением:

$$I = V/R = \frac{V}{\rho l/s} = (Vl)\,x\,S = E\,x\,S,$$

где I — сила тока; V — напряжение; R — сопротивление; ρ — удельное сопротивление проводника; l — длина проводника; S — сечение проводника; x — удельная электропроводность; E — напряженность электрического поля.

Зависимость между количеством прошедшего через раствор электричества и количеством прореагировавшего на электроде вещества устанавливается законом Фарадея:

$$\Delta G = K_э Q = K_э J \tau,$$

где ΔG — количество прореагировавшего вещества; $K_э$ — коэффициент пропорциональности; Q — количество электричества, прошедшего через «электрод — раствор»; J — сила тока; τ — время электролиза.

Скорость электрохимической реакции характеризуется силой тока, отнесенной к единичной поверхности электрода (плотность тока). Скорость меняется в зависимости от концентрации и температуры раствора, условий его перемешивания, материала электрода, наличия адсорбции на электроде компонентов раствора и многих других факторов.

При электрохимическом извлечении золота из сульфидного сырья с использованием NaCl в процессе окисления сульфидов и растворения золота участвует комплекс окислителей с различными потенциалами, влияющими на потенциал среды выщелачивания.

При реакционных переходах образуются хлор-ионы, сульфат-ионы, кислород, смещается соотношение Fe^{2+} / Fe^{3+}, возникают различные оксиды и гидроксиды. В связи с этим кинетику процесса разложения сульфидов и растворения золота представляется возможным определять в зависимости от количества (g) образующихся окислителей:

$$dQ/dt = RS[C_{NaCe}]^{n_1}[g]^{n_2}.$$

Определив значения констант скоростей реакций и подставляя их в кинетические уравнения процесса, находят соотношение скоростей окисления арсенопирита и пирита в равноценных условиях окисления.

Для ускорения процесса окисления и растворения золота используют окислители: BrCN, Na_2O_2, BaO_2, $CuCl_2$, $KMnO_4$, HNO_2, $NaNO_2$, KNO_2, $FeCl_3$ и т.п., обладающие различными окисли-

тельными свойствами. В качестве растворителей золота используют цианиды, гипохлориды, тиокарбамиды и др., однако не все из них удовлетворяют требованиям экологичности, кинетической активности, избирательности по отношению к благородным металлам и стоимости.

По этим условиям перспективен метод электрохимического выщелачивания с использованием самого дешевого реагента – соли натрия (NaCl).

Возможность электрохимического выщелачивания золота в растворе хлорида натрия при наложении постоянного тока с плотностью 10 — 20 А/л отмечена Б.Н. Ласкориным. Однако при такой плотности ток может замедлиться, так как pH среды возрастает до 9.

Электрохимическое окисление сульфидсодержащего сырья осуществляется в аппарате с использованием соли натрия. Химизм процесса в пульпе хлоридного раствора описывается реакциями.

Для электрохимического окисления пирита:

реакция на электродах

$$30NaCl + 30H_2O \xrightarrow{\pm 30e^-} 30NaOH + 15Cl_2 + 15H_2$$

реакция в пульпе

$$2FeS_2 + 15Cl_2 + 16H_2O = Fe_2(SO_4)_3 + H_2SO_4 + 30HCl$$

В результате реакции образуется кислый раствор.

Для электрохимического окисления арсенопирита:

реакция на электродах

$$28NaCl + 28H_2O \xrightarrow{\pm 28e^-} 28NaOH + 14Cl_2 + 14H_2$$

реакция в пульпе

$$2FeAsS + 14Cl_2 + 16H_2O = 2FeAsO_4 + 2H_2SO_4 + 28HCl$$

В результате реакции образуется кислый раствор. Атомарный хлор, образующийся в зоне анода, вступает в реакцию с суль-

фидами пульпы. Сульфиды окисляются, при разложении сульфидов образуется серная кислота в количестве, соизмеримом с содержанием сульфидов. При большом содержании сульфидов значение pH пульпы может стать менее единицы.

Наибольшая скорость разложения сульфидов наблюдается при pH 2,0 — 4,0. Уменьшение скорости разложения сульфидов в более кислых растворах связано с понижением степени растворимости хлора. В результате часть хлора выделяется из пульпы быстрее, чем успевает прореагировать с сульфидами.

После разложения сульфидов при высоких плотностях тока происходит разложение хлорида натрия с выделением газообразного молекулярного хлора и образованием едкого натра, что предотвращает повышение кислотности пульпы:

$$NaCl + H_2O \xrightarrow{+2e^-} 2\,NaOH + Cl_2 + H_2$$

Этот процесс свидетельствует о прекращении растворения золота при достижении величины окислительно-восстановительного потенциала 900 — 1000 мВ. Нормальный ОВП валентных переходов для системы $[AuCl_4]^- + 3e^- = Au + 4Cl^-$ составляет 1000 мВ, поэтому при Eh $\geq$1000 мВ создаются условия, при которых золото переходит в раствор и образует с хлором устойчивый комплексный анион $[Au\,(Cl_2)_4]^-$.

Основную роль в растворении сульфидных минералов играет атомарный хлор, являющийся более сильным окислителем, чем кислород или молекулярный хлор. Мышьяк переходит в форму арсената железа $FeAsO_4$. В определенных режимах электролиза молекулярный хлор частично восстанавливается едким натром до NaCl с образованием гипохлорита натрия:

$$2NaOH + Cl_2 = NaCl + NaClO + H_2O$$

Регенерация хлорида натрия сокращает его расход на электрохимическое извлечение золота.

Гипохлорит эффективно используется для очистки циансодержащих стоков и для кучного выщелачивания золота из окис-

ленных руд и отходов их обогащения, так как имеет те же показатели по извлечению золота, что и цианиды.

В зависимости от условий электролиза и конструкции реактора получаются различные продукты. Так, в двухкамерных электролизерах с диафрагмой или мембраной, разделяющей камеры, при температуре 50 — 80 °С в анодном пространстве генерируется хлор или хлорная вода с $E_0 = 1{,}36 — 1{,}63$ В.

В однокамерном электролизере, в зависимости от расположения электродов, расстояния между ними и температуры электролиза, можно получить атомарный хлор, гипохлорит натрия, хлористый и хлорноватистый натрий.

При вертикальном расположении электродов и расстоянии между ними 3 — 5 см, когда обеспечивается высокая скорость реакции между катодной и анодной жидкостями, при температуре электролиза не выше 30 °С образуется гипохлорит натрия с $E_0 = 1{,}63$ В. В этих же условиях, но при температуре 80 — 90 °С гипохлорит практически полностью распадается с образованием соли хлористой и хлорноватой кислот:

$$HClO + H_2O = HClO_2 + 2H^+ + 2e^-; \quad E_0 = 1{,}64 \text{ В};$$

$$ClO^- + 2OH = ClO_2^- + H_2O + 2e^-; \quad E_0 = 0{,}66 \text{ В}.$$

При горизонтальном расположении электродов и температуре электролиза 60 — 80 °С на аноде выделяется атомарный хлор с Е = 1636 В. Горизонтальное расположение электродов (анод в нижней части реактора, катод — в верхней) и перемешивание электролита позволяют максимально использовать анодную поляризацию окисления анионов и устранять пассивацию.

Процесс образования атомарного хлора и окисление сульфидов идут более активно, а золото переходит в раствор без образования осадков, препятствующих электролизу.

Электролизеры с вертикальным расположением электродов позволяют получать гипохлорит, но имеют недостаток: вертикальное расположение электродов без интенсивного перемешивания электролита приводит, с одной стороны, к срыву атомарного хлора с верхней части анода и выходу его в атмосферу,

с другой стороны, — к пассивации анода слоем кислорода, блокирующего ток.

В выбранной нами для развития технологии электрохимического выщелачивания золота из упорного, сульфидсодержащего сырья предусмотрено использование реакторов с горизонтальным расположением электродов.

В зависимости от объемов переработки сырья и условий производства аппараты электрохимического выщелачивания могут быть различного конструктивного исполнения (чанового типа, плоские ванны, кольцевого типа и т.д.). Технология пригодна для выщелачивания золота из руд, содержащих сульфиды, а также для добычи золота из сульфидсодержащих отходов.

По А.с. № 1616158 в процессе цианирования через пульпу пропускают импульсный искровой электрический разряд. В качестве разрядника используют генератор импульсных токов. Через пульпу пропускают 60 разрядов с частотой разряда $5{,}6 \cdot 10^{-3}$ Гц и скоростью ввода энергии в пульпу 1010 Дж/с. Степень извлечения золота 95,3 %, серебра 85,3 % против 61,55 и 53,5 % по прототипу.

Г.П. Федотов и др. предлагают выщелачивать золото в электроискровом разряде с подачей в зону разряда пульпы при соотношении Ж:Т от 1:05 до 1:2, а напряженность электрического поля задавать в интервале 25 — 150 В/см. Для повышения эффективности процесса обеспечивается многократный контакт каждой порции пульпы с электроискровым разрядом в интервале 0 — 4 мм от поверхности электродов. Способ позволяет извлекать золото из упорных сульфидных руд без предварительного обжига.

В бывш. институте СредазНИПИпромтехнология опробован способ электровыщелачивания золота из рудной пульпы и сорбции на микропористый анионит АМ-2Б. Наложение электрического поля осуществлялось через электрод, размещенный в лабораторной колонне при напряжении от 18 до 24 В в течение одного часа. Скорость выщелачивания золота увеличилась в 1,5 раза. Емкость сорбента по золоту возросла на 15 — 20 %.

Существующими разработками раскрыты принципы электроинтенсификации отдельно выщелачивания, сорбции и десорбции. Увеличивая емкость сорбента в системе «сырье — сорбент — раствор» и уменьшая этим количество золота в жидкой фазе, можно смещать равновесие в сторону растворения золота и интенсифицировать его извлечение. При определенных режимах наложения электрического тока на процесс сорбционного выщелачивания можно значительно повысить сорбционно-объемную емкость (СОЕ) ионообменной смолы по золоту.

К числу перспективных теоретических и практических задач проблемы эффективного развития золотодобывающей промышленности относятся:

- теоретическое обоснование области применения технологии кучного выщелачивания в комбинации с традиционными технологиями добычи и переработки золотосодержащих руд, создание методологии определения адаптивных параметров технологии кучного выщелачивания и практическая реализация научных разработок в промышленное производство;
- формирование научно обоснованных принципов и технологий эффективного вовлечения в повторную переработку золотосодержащих отходов обогатительного производства;
- теоретическое обоснование, разработка и освоение новых технологий глубокого извлечения золота и других полезных компонентов из упорного сульфидсодержащего сырья, обеспечивающих экономическое и экологическое превосходство над применяемыми технологиями.

Технология кучного выщелачивания может занять ведущее место при увеличении эффективности производства золота, в том числе при повторной переработке сырья.

Отходы обогатительного производства используют в небольших количествах, преимущественно для удовлетворения собственных хозяйственных нужд предприятий, хотя возможности их использования весьма разнообразны. Вовлечение отходов в производство не требует затрат на разведку и дорогостоящую добычу, а переработка их может осуществляться на месте дислокации.

Перспективными направлениями исследований и возможными этапами исследований данной проблемы являются:

- системный анализ и комплексная оценка качественного состава и кадастровой стоимости отходов в виде техногенных месторождений, с выделением интегрального показателя по техногенным объектам;
- радикальное совершенствование технологии извлечения золота в продуктивный раствор и переработки растворов и пульп с нейтрализацией и утилизацией твердых и жидких хвостов переработки;
- разработка безреагентного извлечения золота из пульпы на основе короткоживущих заменителей химических реагентов типа анолита разложения промышленных вод как альтернативы опасным реагентам типа цианидов;
- разработка научных основ развития в условиях формирующегося рынка и увеличения финансовой эффективности работы промышленных предприятий, занимающихся добычей золота из убогих руд и хвостов первичной переработки;
- анализ отечественного и зарубежного опыта добычи золота из природных и техногенных месторождений, в том числе опыта предприятий бывш. Минсредмаша СССР;
- разработка методов оценки экологической корректности новых технологий с получением экономического эффекта от существенного уменьшения опасности для экосистем окружающей среды;
- технологическое исследование состава отходов месторождений как основы для перспективного планирования комбинированных способов разработки разносортных руд в пределах месторождений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Александров А.П.* Человек и окружающая среда. — Энергоатомиздат, 1984.
2. *Аникеев В.А. и др.* Технологические аспекты охраны окружающей среды. — Гидрометеоиздат, 1982.
3. *Аренс В.Ж.* Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. — М.: Недра, 1975.
4. *Аренс В.Ж., Исмагилов Б.В., Шпак Д.Н.* Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых. — М.: Недра, 1980.
5. *Аренс В.Ж.* Скважинная добыча полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986.
6. *Баранов В.М., Долгих П.В., Бубнов В.К.* О возможности интенсификации процесса выщелачивания полезных компонентов из рудных отвалов // Комплексное использование минерального сырья. — 1983. —№ 3.
7. *Бертокс П., Радд Д.* Стратегия защиты окружающей среды от загрязнения: Пер. с англ. — М.: Мир, 1980.
8. *Бубнов В.К., Спирин Э.К., Воробьев А.Е. и др.* Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания. — Целиноград, 1992.
9. *А.с. 1007501.* Способ подземного выщелачивания полезных компонентов из руд / В.К. Бубнов, В.И. Голик, Г.Е. Чернецов, Э.Г. Пэрн, Н.Н. Денисов. — 1982.
10. *А.с. 1205608.* Способ подземного выщелачивания полезных ископаемых / В.К. Бубнов, В.И. Голик, С.А. Голдырев, А.И. Кулагин и др. — 1985.
11. *Бубнов В.К., Голик В.И., Капканщиков А.М. и др.* Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благородных металлов. — Акмола, 1995. — 601 с.
12. *А.с. 980473.* Способ подземного выщелачивания полезных компонентов из руд в блоках / В.К. Бубнов, В.И. Голик, А.М. Капканщиков, Г.Е. Чернецов и др. — 1981.
13. *Воробьев В.С., Рудаков Н.П.* Обнаружение геологических неоднородностей методом акустического прозвучивания из скважин // Методика и техника разведки, сб. № 70. — ВИРГ, 1970.
14. *Пат. 95119309*, РФ. Способ кучного выщелачивания металлов при отрицательной температуре окружающей среды / А. Е. Воробьев, Д.П. Лобанов, В.И. Голик и др. — 1996.
15. *Воробьев А.Е., Чекушина Т.В.* Способы и методы формирования техногенных минеральных объектов при открытой разработке сложноструктурных месторождений. — М.: Цветметинформация, 1990.

16. *Патент 2082005, РФ.* Способ селективного внутриотвального обогащения пород / А.Е. Воробьев, В.К. Бубнов, В.И. Голик и др. — 1997. —
17. *Патент 95119307, РФ.* Способ подземного выщелачивания металлов электрическим током / А.Е. Воробьев, В.И. Голик, Д.П. Лобанов и др. — 1996.
18. *Воробьев А.Е., Голик В.И., Лобанов Д.П.* Приоритетные пути развития горно-добывающего и перерабатывающего комплекса Северо-Кавказского региона. — Владикавказ: Рухс, 1998. — 358 с.
19. *Галченко Ю.П.* Особенности комплексного освоения и использования минерального сырья. — М.: МГГИ, 1993.
20. *Говард А.Д., Ремсон И.* Геология и охрана окружающей среды: Пер. с англ. — М.: Недра, 1982.
21. *Голик В.И.* Исследование и разработка технологии электрохимической очистки шахтных стоков Архонского рудника (Садонских рудников): Отчет о НИР, фонды СКГТУ. — Владикавказ, 1995.
22. *Голик В.И.* Исследования по переработке раствора выщелачивания в товарные осадки: Отчет о НИР. Фонды СКГМИ. — Орджоникидзе, 1978.
23. *Голик В.И., Алборов И.Д.* Охрана окружающей среды утилизацией отходов горного производства. — М.: Недра, 1995.
24. *А.с. 1284298.* Способ комбинированной отработки месторождений / В.И. Голик, В.К. Бубнов, С.И. Голдырев и др. — 1986.
25. *А.с. 1360256.* Электролизер для обработки растворов, содержащих соли цветных металлов / В.И. Голик, В.К. Бубнов, В.А. Кочетков и др. — 1987.
26. *Голик В.И., Воробьев А.Е., Козырев Н.Е.* Опыт конверсии геотехнологий на Северо-Кавказских рудниках // Горн. информ.-аналит. бюл. — 2000. — № 5.
27. *Голик В.И., Гутиев А.Ю. и др.* Извлечение металлов из хвостов обогатительных фабрик кислыми шахтными стоками // Труды СКГТУ. — Владикавказ, 1999.
28. *Голик В.И., Гутиев А.Ю. и др.* Практика геохимического выщелачивания металла водой // Труды СКГТУ. — Владикавказ, 1999.
29. *А.с. 1761162.* Способ получения воздушно-механических пен / В.И. Голик, А.М. Лобынцев, Н.Д. Кобелев, В.М. Баранов. — 1990.
30. *Голик В.И., Пагиев К.Х.* Электрохимические технологии в горном производстве // Изв. вузов. Цветная металлургия. — 1995. — № 9. — С. 9 — 14.
31. *Голик В.И., Пагиев К.Х.* Энергосберегающие технологии при добыче руд. — Владикавказ: Терек. — 1995. — С. 372.
32. *Голик В.И., Пагиев К.Х., Алборов И.Д. и др.* Теория и практика добычи и переработки руд. — Владикавказ: Терек. — 1997. — С. 498.

33. *Государственный доклад* «О состоянии окружающей природной среды и деятельность Министерства охраны окружающей среды и природных ресурсов Республики Северная Осетия — Алания в 1995 г.» — Владикавказ: Мин. ОДСиПР РСО-А, 1996.
34. *Груздев К.И., Груздева М.П., Орлов А.И.* Оценка сырьевой базы для извлечения благородных металлов из руд методом кучного выщелачивания. — Алма-Ата: изд.-во КазНИИНТИ, 1987.
35. *Давыдова Л.А., Таугинянская З.Н., Михайлова С.Ф.* Зарубежный опыт кучного выщелачивания цветных и драгоценных металлов из забалансовых руд // Цветная металлургия. — 1982. — № 9.
36. *А.с. 959001.* Способ определения контуров очистных камер при скважинной гидродобыче / Н.Н. Денисов, В.И. Голик, В.И. Шадхин и Г.Е. Чернецов. — 1982.
37. *Дерпгольц В.Ф.* Вода во Вселенной. — М.: Недра, 1981.
38. *Добыча* урана методом подземного выщелачивания / Под ред. В.А. Мамилова. — М.: Атомиздат, 1980.
39. *Долгих П.Ф., Остроумова И.Д.* К математическому моделированию процесса выщелачивания полезных компонентов из кускового рудного материала. — Атомная энергия, 1977.
40. *Забельский В.К.* Перспективы применения скважинной технологии подземного выщелачивания при разработке месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. — 1991. —№ 7.
41. *Иванов В.Г., Белогруд И.Н.* Проектирование геотехнологических комплексов. — М.: МГРИ, 1989.
42. *Остроушко И.А.* Изыскание и внедрение способов извлечения металлов, оставленных в отработанных пространствах рудников: Отчет о НИР, фонды СКГМИ. — Орджоникидзе, 1973.
43. *Голик В.И.* Исследование и разработка технологии электрохимической очистки шахтных стоков Архонского рудника (Садонских рудников): Отчет о НИР, фонды СКГТУ. — Владикавказ, 1995.
44. *Себетов М.И.* Исследование оптимального режима переработки цинкосодержащих растворов в товарные осадки: Отчет о НИР, фонды СКГМИ. — Владикавказ, 1995.
45. *Исследования* по переработке раствора выщелачивания в товарные осадки: Отчет о НИР / И.А. Остроушко. — Орджоникидзе: фонды СКГМИ, 1978.
46. *Исфорт Г.* Производственный процесс и окружающая среда. — М.: Прогресс, 1983.
47. *Киргуев А.Т., Голик В.И., Камболов А.Н.* Математическая модель выщелачивания металлов из отходов добычи и переработки // Сборник СКГТУ, 1998.

48. *Козырев Н.Е., Козырев Е.Н., Голик В.И.* Обоснование конверсии технологии разработки Садонского месторождения // Сборник трудов СКГТУ. — Владикавказ, 1999.
49. *Кошколода К.Н., Пименов М.К., Атакулов Т.* Пути интенсификации подземного выщелачивания. — М.: Энергоатомиздат, 1989.
50. *Крайнов С.Р., Швец В.М.* Основы геохимии подземных вод. — М.: Недра, 1980.
51. *Кучное* выщелачивание при разработке урановых месторождений / Под ред. Д.И. Скороварова. — М.: Энергоатомиздат, 1988.
52. *Лаверов А.Н.* Хозрасчетные стимулы комплексного освоения недр //Горный журнал. — 1989. — № 2.
53. *Лаверов А.Н.* Хозрасчетные стимулы комплексного освоения недр //Горный журнал. — 1989. — № 2.
54. *Ласкорин Б.Н., Барский Л.А., Персиц В.З.* Безотходная технология переработки минерального сырья. — М.: Недра, 1984.
55. *Лобанов Н.Я.* Экономическая оценка месторождений и рациональное использование недр. — Л.: ЛГУ, 1976. — С. 151.
56. *Лунев А.И., Рудаков И.Е.* Подземные системы выщелачивания металлов. — М.: Изд.-во МГРИ, 1979.
57. *Мамилов В.А., Петров Р.Л., Шушания Г.Р. и др.* Добыча урана методом подземного выщелачивания. — М.: Атомиздат, 1980.
58. *Маринов Н.А.* Использование и охрана подземных вод. — М.: Наука, 1983.
59. *Минеев Г.Г., Томилов В.Д., Соколов Т.А.* Технико-экономические соображения о перспективах использования кучного и подземного выщелачивания в золотодобывающей промышленности // Тр. 2-й Всесоюзн. конф. по геотехнол. метод. добычи полезных ископаемых. — М.: Изд-во ГИГХС, 1975.
60. *Мосинец В.И., Шестаков В.А., Авдеев О.К., Мельниченко В.М.* Охрана окружающей среды при проектировании и эксплуатации рудников. — М.: Недра, 1981.
61. *Мосинец В.Н., Лобанов Д.П., Тедеев М.Н. и др.* Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания. — М.: Недра, 1987.
62. *Бубнов В.К., Петров Р.П. и др.* Некоторые закономерности процесса выщелачивания и объективная оценка результатов извлечения полезных компонентов при кучном выщелачивании скальных руд // Специальные вопросы атомной науки и техники. — М., 1977. — Вып. 3(28).
63. *Неручев С.Г.* Уран и жизнь в истории Земли. — М.: Недра, 1982.
64. *Новиков Ю.В., Бекназов Р.У.* Охрана окружающей среды // Медицина. — УзССР, 1983.
65. *Нурок Г.А.* Гидромеханизация открытых разработок. — М., 1970.

66. *Остроушко И.А.* Изыскание и внедрение способов извлечения металлов, оставленных в отработанных пространствах рудников: Отчет о НИР. — Орджоникидзе: фонды СКГМИ, 1973.
67. *Остроушко И.А.* Исследования по очистке вод Садонского комбината: Отчет о НИР. — Орджоникидзе: фонды СКГМИ, 1972.
68. *Пагиев К.Х., Голик В.И.* Наукоемкие технологии добычи металлов. — Владикавказ: Терек, 1998.
69. *Бубнов В.К., Потапов В.Б. и др.* Переработка руд подземным и кучным выщелачиванием // Специальные вопросы атомной науки и техники. — М.: 1977. — Вып. 3(28).
70. *Питьева К.Е.* Гидрохимические аспекты охраны геологической среды. — М.: Наука, 1984.
71. *Плаксин И.Н.* Гидрометаллургия. — М.: Наука, 1992.
72. *Прицкер Л.С.* Некоторые вопросы межскважинного прозвучивания на тональном сигнале // Разведка и охрана недр. — 1977. — № 8.
73. *Пучков Л.А.* Развитие исследований по охране окружающей среды в горной промышленности: Тез. докл. науч.-техн. конф. «Экологические проблемы горного производства». — М.: ИАЦГН, 1993.
74. *Садонский* свинцово-цинковый комбинат: Очерки истории СОГУ / М.М. Блиев, Б.Х. Ортабаев, В.Д. Кучиев и др. — Орджоникидзе, Ир, 1979.
75. *Салов В.М.* Исследование очистки сточных вод и организация водоснабжения на обогатительных фабриках с использованием электрохимической технологии: Автореф. дис. канд. техн. наук. — Иркутск, 1975.
76. *Секисов Г.В.* Минеральные объекты и их рациональное использование. — М.: Наука, 1994.
77. *Семененко А.В.* Геохимия сфер Земли. — Киев: Наумкова думка, 1983.
78. *Симаков В.А.* Обоснование эффективности выщелачивания металлов из руд //Горный журнал. — 1987. — № 1.
79. *А.с. 1459311.* Способ выщелачивания полезных ископаемых / М.Н. Тедеев, В.К. Бубнов, С.М. Александров и др. — 1988.
80. *Топоровский А.И.* Экономика обогащения руд цветных металлов. — М.: Недра. — 1977. — С. 165.
81. *Трубецкой К.Н.* Ресурсосберегающие технологии и их роль в экологии и рациональном природопользовании при освоении недр: Тез. докл. науч.-техн. конф. «Экологические проблемы горного производства». — М.: ИАЦГН, 1993.
82. *Фрид Ж.* Загрязнение подземных вод: Пер. с англ. — М.: Недра, 1981.
83. *Хабиров В.В., Воробьев А.Е.* Теоретические основы развития горнодобывающих и перерабатывающих производств Кыргызстана / Под ред. акад. Н.П. Лаверова. — М.: Недра, 1993.

84. *Хабиров В.В., Забельский В.К., Воробьев А.Е.* Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья /Под ред. акад. Н.П. Лаверова. — М.: Недра, 1994.
85. *Харченко В.А., Таскаев А.В.* Эколого-экономическое развитие горнопромышленного региона: Тез. докл. науч.-техн. конф. «Экологические проблемы горного производства». — М.: ИАЦГН, 1993.
86. *Царевский А. М.* Гидромеханизация мелиоративных работ. — М., 1963.
87. *Чурбаков В.Ф.* Введение в химию горных пород. — М.: МГГУ, 1980.
88. *Шестаков В.А.* Проектирование горных предприятий. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
89. *Шестаков В.А.* Рациональное использование недр. — М.: Недра, 1990.
90. *Шестаков В.А.* Эффективность геотехнологических методов добычи. СКНЦ ВШ // Технические науки. — 1987. — № 2.
91. *Шестаков В.А., Козырев Н.Е., Дулин А.Н.* Сравнение вариантов применения геотехнологии для подземной разработки месторождений // Сб.: Разработка научных основ и способов ресурсосберегающей и экологически чистой технологии добычи полезных ископаемых. Материалы 49-й науч.-техн. конф. ЮРГТУ. — Новочеркасск, 2000.
92. *Шорохов С.М.* Разработка россыпных месторождений и основы проектирования. — М., 1963.
93. *Шкундин Б.М.* Землесосные снаряды. — М., 1968.
94. *Ястребинский М.А., Гитис Л.Х.* Эффективность инвестиций в горные предприятия: фактор времени и дисконтирование затрат. — М.: Изд-во МГГУ, 1993.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 5

Глава 1

ГОРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ: ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ 7

1.1. Философия горно-рудного производства 9
1.2. История горных технологий 13
1.3. Состояние и перспективы горных технологий 18

Глава 2

СВЕДЕНИЯ О СПЕЦИАЛЬНЫХ СПОСОБАХ РАЗРАБОТКИ 23

2.1. Характеристика специальных методов разработки 25
2.2. Технологические процессы добычи 29
2.3. Эффективность специальных способов разработки 35

Глава 3

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ 41

3.1. Условия и особенности применения технологий 43
3.2. Механизм извлечения металлов в раствор 48
3.3. Вклад ученых в теорию выщелачивания 52

Глава 4

ПРАКТИКА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ 59

4.1. Шахтное выщелачивание металлов 61
4.2. Скважинное выщелачивание металлов 63
4.3. Кучное выщелачивание металлов 67
4.4. Комбинированное выщелачивание металлов 68

Глава 5

ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ТЕПЛОВЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ 77

5.1. Газификация угля 80
5.2. Возгонка ртути 85

5.3. Перегонка углеводородного сырья 86

Глава 6

ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ВОЗДЕЙСТВИЕМ ВОДОЙ 89

6.1. Выпаривание соли 92
6.2. Добыча соли растворением 93
6.3. Гидровымывание сырья 96
6.4. Скважинная гидродобыча сырья 98

Глава 7

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ 107

7.1. История гидрометаллургических технологий 109
7.2. Технологические процессы гидрометаллургии 110
7.3. Технологии переработки растворов 114
7.4. Комбинирование гидрометаллургических процессов 116

Глава 8

ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МОРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 117

8.1. История морской добычи 120
8.2. Технологические процессы добычи 122
8.3. Перспективы морских технологий 126
8.4. Энергетические ресурсы моря 130

Глава 9

ТЕХНОЛОГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ 133

9.1. Этапы использования ядерной энергии 135
9.2. Использование ядерных взрывов в горном деле 138
9.3. Технология использования ядерного взрыва 144
9.4. Перспективы использования ядерных взрывов 145

Глава 10

ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ МЕТАЛЛОВ НА СЕВЕРНОМ КАВКАЗЕ 147

10.1. История освоения металлических месторождений 149
10.2. Традиционные технологии разработки месторождений 151
10.3. Технологии с выщелачиванием металлов 153

10.4. Перспективы специальных технологий 156

Глава 11

РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ СПЕЦИАЛЬНЫХ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ 165

11.1. Расчет параметров выщелачивания руд Садонского месторождения 167
11.2. Выбор параметров площадки для кучного выщелачивания 172
11.3. Оценка эффективности добычи металлов из потерянных руд Садона 175
11.4. Оценка эффективности извлечения металлов из шахтных стоков 178
11.5. Оценка эффективности освоения комбинированных технологий разработки 182
11.6. Оценка опасности технологий выщелачивания металлов 186
11.7. Расчет безопасных параметров подработки земной поверхности 190
11.8. Определение параметров комбинированной разработки месторождения 194
11.9. Определение эффективности специальных методов разработки 203

Глава 12

МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ 211

12.1. Методика оптимизации параметров выщелачивания 213
12.2. Экспериментальное обоснование технологий 232
12.3. Подготовка объекта к выщелачиванию 248

Глава 13

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА 277

13.1. Теория и практика выщелачивания 279
13.2. Технология сооружения штабелей 293
13.3. Перспективные направления развития технологий КВ 308

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 323

Тахир Турсунович **Исмаилов**
Владимир Иванович **Голик**
Евгений Борисович **Дольников**

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *А.Н. Сытдыкова*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *Э.Ф. Губницкая*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Уробушкина*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

Подписано в печать 08.08.2008. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».
Печать офсетная Усл. печ. л. 21,0.
Допечатка тиража — 500 экз. Заказ 344

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

Лицензия на издательскую деятельность
ЛР № 062809. Код издательства 5Х7(03)

Оригинал-макет подготовлен в издательстве «Горная книга»

Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниевые штампы изготовлены в Первой Образцовой типографии

Горное образование

119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
Издательство МГГУ;
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65