

622.7

Б-30. Г. БАХУРОВ, С. Г. ВЕЧЕРКИН,  
И. К. ЛУЦЕНКО

# Подземное выщелачивание урановых руд



2005

622765

В. Г. БАХУРОВ, С. Г. ВЕЧЕРКИН, И. К. ЛУЦЕНКО

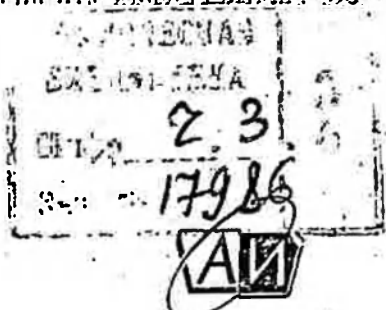
530

ПОДЗЕМНОЕ

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ

УРАНОВЫХ РУД

Под редакцией профессора А. П. ЗЕФИРОВА



АТОМИЗДАТ МОСКВА 1969

8-1-2  
88-09

Подземное выщелачивание урановых руд. В. Г. Бахуров, С. Г. Вечеркин, И. К. Луценко. Атомиздат, 1969.

В настоящее время добыча радиоактивных руд осуществляется механическим методом. По социальным и экономическим аспектам возможности этого метода ограничены. В связи с этим в книге приведены практические данные по применению метода подземного выщелачивания для извлечения урана из руд. В обобщенном и систематизированном виде эти данные публикуются впервые.

В книге описываются технологические схемы для скальных руд и осадочных месторождений. Приводится характеристика обораживания подземных блоков и оснащение опытных участков на рудных полигонах, дано описание наиболее интересных в промышленном отношении патентов. Сформулированы физико-химические основы процесса подземного выщелачивания урана, приведены основные рекомендации по проведению исследовательских работ.

Кроме того, представлены последние данные по подземному выщелачиванию меди, каменной соли, калийных солей, серы, золота и др.

Книга рассчитана на инженеров, техников, работников проектных организаций, экономистов, геологов, научных сотрудников, работающих в горной промышленности, гидрометаллургии и геологии.

Книга может быть использована студентами вузов и техникумов указанных специальностей при выполнении курсовых и дипломных проектов, а также при прохождении специальных лабораторных и лекционных курсов.

Таблиц 12, рисунков 58, библиография 113 названий.

## Предисловие

В настоящее время без дешевой энергии немислим дальнейший прогресс человечества.

Существующие источники энергии — уголь, газ, нефть — постепенно истощаются. На смену им приходит энергия атома. Основным сырьем становится уран, извлекаемый из руд. Природные ресурсы урана также неограниченны, и поэтому более полное их использование весьма актуально.

Возможности механического метода добычи урана ограничены, так как современная техника не позволяет рентабельно вовлекать в эксплуатацию бедные руды, а также руды, залегающие на значительных глубинах и в сложных горногеологических условиях.

В книге описан новый метод добычи, основанный на химических реакциях и физико-химических процессах. Этот метод позволяет более полно использовать недра и способствует дальнейшему прогрессу горного дела.

В книге собран и обобщен теоретический и практический материал по подземному выщелачиванию урана. Приводится краткая характеристика основных типов месторождений радиоактивных руд и их пригодность для подземного выщелачивания. Изложены физико-химические основы процесса подземного выщелачивания урана (механизм, кинетика). Рассматривается подземное выщелачивание урана из скальных пород в подземных блоках (технологическая схема, отбойка руды и подготовка ее к выщелачиванию, оборудование блока, контроль процесса, переработка получаемых растворов).

Описывается подземное выщелачивание урана из осадочных месторождений в пластовых условиях (технологическая схема, оборудование скважин, раствороподъемные устройства, контроль процесса, переработка получаемых





ческих растворов. Такого рода процессы называют подземным выщелачиванием, поскольку основной физико-химический процесс растворения полезного компонента осуществляется под землей. В последних работах [5] такие методы получили название геотехнологических процессов, т. е. процессов, формирующихся на грани нескольких научных дисциплин: геологии, гидрогеологии, геохимии и химической технологии.

Идея разработки рудных месторождений геотехнологическими методами не нова. Такие методы применяются в промышленных масштабах для добычи рассолов поваренной соли на содовых заводах (СССР, Польша, ФРГ, Румыния), для выплавки серы по методу Фраша (США). Подобные методы используются также при подземной газификации углей (СССР) и при подземном выщелачивании (растворении) калийных солей (США, Канада) и меди (СССР, США, Мексика, Испания).

Указанный процесс привлекает внимание и работников урановой промышленности [3]. Этому вопросу было уделено внимание на Международном симпозиуме МАГАТЭ по переработке бедных урановых руд (Вена, июнь 1966 г.) [4].

Интерес, проявляемый к принципиально новым методам добычи полезных ископаемых, вызывается тем, что потребность в различных металлах с каждым годом возрастает, и недалеко то время, когда она уже не будет обеспечиваться наличными ресурсами и методами.

Большими темпами в последнее время производилась и добыча урановых руд (табл. 1) [1].

Таблица 1

Добыча урановой руды в капиталистических странах, млн. т

Страна	1957 г.	1958 г.	1959 г.	1960 г.	Всего за 4 года
ЮАР . . . . .	20,0	22,1	22,3	22,0	86,4
Канада . . . . .	6,0	10,0	12,7	11,0	39,7
США . . . . .	3,0	4,7	6,2	7,3	21,2
Австралия . . . . .	0,2	0,6	0,7	0,8	2,3
Франция . . . . .	—	0,4	0,6	0,8	1,8
Конго . . . . .	—	0,3	0,4	0,1	0,8

Урановые руды, переработанные в период 1957—1960 гг., содержали преимущественно около 0,3%  $U_3O_8$  или примерно 2,5 кг урана на тонну руды [6].

Г. Н. Попов [1] оценивает разведанные запасы урана в капиталистических странах примерно в 7 млн. *т* (включая бедные руды). За период с 1957 по 1960 г. добыто около 0,14 млн. *т*. После 1960 г. добыча урановых руд в капиталистических странах уменьшилась и к 1965 г. составила около 15 млн. *т* в год. Потенциальные запасы урана к этому времени оценивались в 9 млн. *т*. Кондиционное содержание урана в рудах снизилось до 0,06—0,1% (табл. 2) [1].

Т а б л и ц а 2  
Содержание урана в добываемых рудах капиталистических стран, %

Страна	1957—1960 гг.	1964—1965 гг.
ЮАР . . . . .	0,03	0,01—0,03
Канада . . . . .	0,10—0,15	0,05—0,13
США . . . . .	0,25—0,27	0,10—0,25
Австралия . . . . .	0,20	0,04—0,20
Франция . . . . .	0,20	0,01—0,20
Конго . . . . .	0,30	0,08—0,30

Дальнейшее увеличение ресурсов урана может осуществляться путем ввода в эксплуатацию более бедных месторождений и руд, залегающих в трудных горногеологических условиях.

В настоящее время экономика процесса получения металла в урановой технологии определяется применяемым методом механической добычи руды и ее гидрометаллургической переработкой. Эти стадии переработки технологически достаточно совершенны для определенного качества добываемого сырья и установившегося уровня цен на металл. Однако они становятся экономически непригодными для переработки бедных руд, отработки локальных рудных залежей небольшого масштаба и месторождений со сложными горногеологическими условиями. Из-за отсутствия рентабельной технологии этот большой источник урана сейчас не используется. Оставляемые в недрах на действующих рудниках некондиционные руды практически могут быть потеряны навсегда.

По сравнению с обычным горнотехнологическим комплексом отработки рудных залежей метод подземного выщелачивания имеет некоторые преимущества. Исключаются дорогостоящие операции выемки руды, дополнительного



ее дробления и измельчения, хранения радиоактивных рудных "отвалов" и хвостов гидрометаллургических заводов. Производительность труда повышается и облегчаются условия работы. Экономический анализ показал, что при подземном выщелачивании "снижается" стоимость урана и более полно используется урансодержащее сырье.

Подземное выщелачивание химическими реагентами открывает широкие возможности для комплексного использования урановых руд, что позволит рентабельнее использовать более бедные руды.

Б. В. Невский [7] приводит следующие данные о минимальном промышленном содержании компонентов в комплексных рудах (табл. 3).

Таблица 3

Минимальное промышленное содержание сопутствующих компонентов в комплексных урановых рудах, %

Тип руды	Уран	Сопутствующие компоненты
Золото-урановые	0,01	0,5—1 г/т Au
Фосфор-урановые	0,01—0,02	5—10% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Уран-ванадиевые	0,02—0,03	0,5—1,0% V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Уран-медные	0,02—0,03	0,2—0,3% Cu
Уран-пиритные	0,01—0,02	2—3% S
Цирконий-урановые	0,01—0,04	1—2% ZrO <sub>2</sub>
Уран-ториевые	0,01—0,02	0,05—0,1% ThO <sub>2</sub>

Переработка радиоактивной руды на месте ее залегания исключает загрязнение окружающей среды долгоживущими естественными радиоактивными элементами.

Дальнейшее совершенствование добычи урана будет связано с развитием процессов подземного выщелачивания. Основные условия эффективного осуществления процесса подземного выщелачивания следующие:

1) растворитель избирательно растворяет урановые минералы, не затрагивая значительно вмещающие породы;

### ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

#### НЕОБХОДИМЫЕ УСЛОВИЯ ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Химическая добыча полезных ископаемых, как всякий промышленный процесс, требует определенных условий для своего успешного осуществления. В природе широко развиты процессы естественного выщелачивания различных металлов, в том числе и урана, из горных пород потоками подземных вод [8, 9]. Под влиянием воды, воздуха и микроорганизмов происходят систематическое разрушение рудных залежей и переход различных элементов в растворимую форму [9]. Путем использования химических реагентов можно ускорить растворение рудных минералов и затем извлечь их из рудного массива в виде продукционного химического раствора. В этом процессе циркуляция растворителя осуществляется по порам и капиллярам рудного пласта или монолита под воздействием естественного потока и специальной системы нагнетательных и дренажных устройств. В однородных породах проникновение растворителя происходит во всех направлениях, в трещиноватых породах — сначала по основным каналам, а затем из них раствор поступает в меньшие каналы и поры. Этот вторичный процесс идет значительно медленнее, вследствие чего рудные куски выщелачиваются неравномерно. Основные условия эффективного осуществления процесса подземного выщелачивания следующие:

- 1) растворитель избирательно растворяет урановые минералы, не затрагивая значительно вмещающие породы;
- 2) растворитель и получаемые химические растворы не коагулируют поры и капилляры в выщелачиваемой руде;
- 3) процесс перевода урана в раствор протекает с приемлемой кинетикой, и урановые минералы легко переходят в растворимую форму;

4) внутри рудного массива должны существовать условия для циркуляции растворов (фильтруемость);

5) миграционные явления в подстилающие и покрывающие породы должны быть минимальными и локализуемыми;

6) предварительное разрушение скальных пород для раскрытия минералов производится высокопроизводительными системами горных работ.

Указанные условия уточняются на основании предварительной оценки месторождения по горногеологическим и гидрогеологическим условиям, а также по данным вещественного и химического состава исходной руды и результатам технологического опробования.

Выбор технологической схемы процесса подземного выщелачивания определяется возможностью наиболее полного извлечения полезного компонента из руды. Это зависит от формы рудной минерализации, в которой находится ценный компонент, и от физико-механических свойств руды: пористости, коэффициента фильтрации вмещающей породы и рудного слоя, крепости руды и др.

Большинство урановых месторождений отвечает перечисленным выше требованиям. Часто встречаются месторождения, в которых совмещаются рудоносный и водоносный горизонты, что облегчает продвижение химических растворов по пласту. В этом случае почти всегда подстилающие и покрывающие пласты выражены водоупорными глинистыми экранами, предотвращающими миграцию растворенного урана и химического реагента в пустые породы. За исключением чисто глинистых рудоносных пластов, такие пласты большей частью обладают приемлемой проницаемостью.

Для осуществления фильтруемости скальных пород последние требуют предварительного разрушения и magazинирования в специальные блоки.

Во многих месторождениях урановое оруденение представлено вторичными, окисленными минералами, легко переходящими в растворы минеральных кислот и соды.

Урановая промышленность применяет известные растворители кислотного и карбонатного типа, способные эффективно выщелачивать уран из руды, практически почти не затрагивая при этом вмещающих пород [6].

Месторождения экзогенного типа, образовавшиеся на дне морей, в речных долинах, в горизонтах подземных вод, в которых уран большей частью содержится в адсорбированной форме, наиболее полно отвечают основным условиям подземного выщелачивания. В таких месторождениях

основная часть урана находится в подвижной форме, и подземное выщелачивание сводится по существу к десорбционному процессу.

Скорость процесса подземного выщелачивания определяется в основном макро- и микропористостью рудного материала и доступной поверхностью контакта с растворителем. Это условие одно из наиболее важных для эффективного протекания процесса.

## 2. РАСТВОРЕНИЕ УРАНОВЫХ МИНЕРАЛОВ В ПРИРОДНЫХ УСЛОВИЯХ

Некоторые урановые минералы способны растворяться в природных водах различного состава [9]. К ним относятся минералы группы сульфатов и некоторые карбонаты.

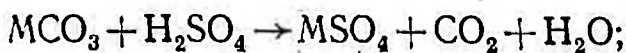
Простые и комплексные арсенаты, карбонаты, молибдаты, фосфаты и ванадаты шестивалентного урана, а также его простые окисные минералы растворимы в кислотах и карбонатных растворах. Окислы четырехвалентного урана и смешанные окислы растворяются только в присутствии окислителей.

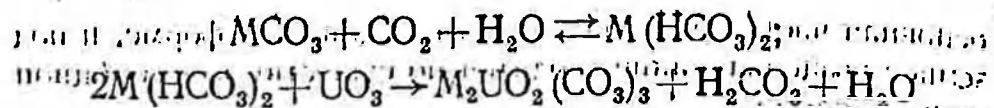
Водные растворы бикарбонатов с  $pH = 7,5 - 8,3$  служат благоприятной средой для растворения карбонатов, сульфатов, ванадатов шестивалентного урана, а также его окислов.

Содовые растворы являются активными растворителями для всех вторичных урановых минералов и в меньшей степени — для первичных. Щелочная реакция содовых растворов способствует также растворению минералов урана силикатной группы.

Энергичное растворение многих урановых минералов происходит под влиянием кислых растворов, причем химическое воздействие их зависит от величины pH. Присутствие  $Fe^{3+}$  повышает интенсивность окисления и переход урана в кислый раствор.

Растворенный кислород существенно способствует растворению первичных минералов урана в кислой среде и менее интенсивно — в щелочной, карбонатной. Агрессивная углекислота повышает растворимость многих урановых минералов при наличии карбонатов во вмещающих породах или карбонатных примесей в минералах:





где М — кальций или магний. В природных условиях при отсутствии специального химического реагента состояние химического равновесия между твердой и жидкой фазами не достигается. Это объясняется подвижностью раствора и буферным влиянием окружающих пород на величину рН вод. Поэтому в природных условиях скорость растворения минералов зависит от нескольких факторов: растворимости минералов, состава и рН растворителя, скорости его продвижения, характера распределения минералов во вмещающих породах, агрегатного состояния минерала и пр. На урановых рудниках такое растворение приводит к образованию урансодержащих шахтных вод.

Обычно в природных условиях лучше всего растворяются и выщелачиваются химическими растворителями и природными водами урановые черны и окисленные урановые минералы. Менее пригодны для этого уранинит и смолка. Из приведенных данных следует, что при подземном выщелачивании в природных условиях наилучшими реагентами для перевода урана в растворимую форму являются растворы кислот и соды. Бикарбонатные растворы натрия, кальция и магния для этой цели менее эффективны.

### 3. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОСНОВНЫХ ТИПОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАДИОАКТИВНЫХ РУД И ИХ ПРИМЕНИМОСТЬ ДЛЯ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

С точки зрения применимости уранового рудного месторождения того или иного генетического типа для подземного выщелачивания имеют значение такие горногеологические и горнотехнические характеристики, как форма и размер рудного тела, сплошность оруденения (рудноность), характер распределения урана в руде, условия залегания, вещественный и химический составы руды.

По этим признакам Д. Я. Суражский [10] классифицирует все урановые месторождения на пять морфологических групп: минерализованные пласты, пластовые залежи, пластообразные, столбообразные и жилообразные залежи, линзообразные и гнездообразные залежи, тонкие жилы.

К первой морфологической группе (минерализованные пласты) отнесены осадочные месторождения урана морского

происхождения: ураноносные морские сланцы, урансодержащие фосфориты, глины с костными остатками ископаемых рыб, урансодержащие морские песчаники, известняки и аналогичные им осадочные месторождения, в которых не отмечается заметного перераспределения урана. Месторождения этой группы широко распространены и даже при сравнительно низком содержании урана в них заключены большие запасы металла. Коэффициент рудоносности близок к единице. Характер распределения урана в руде, как правило, дисперсный. Форма рудных тел — пласты горизонтальные, или пологозалегающие. Мощность продуктивной толщи 0,2—0,3 м. Вмещающие породы представлены глинами, глинистыми и углистыми сланцами.

Месторождения этой группы еще не все могут быть равноценно использованы для подземного выщелачивания. Наиболее пригодны урансодержащие песчаники в соответствующих гидрогеологических условиях.

Ко второй морфологической группе (пластовые залежи) относятся месторождения урана в континентальных песчаниках, конгломератах и других нормальных осадочных породах.

Урановое оруденение имеет неравномерное распределение металла. Коэффициент рудоносности 0,8—1,0.

В этих месторождениях при подходящих горногеологических условиях можно использовать для подземного выщелачивания пластообразные, ураноносные песчаники (рис. 1), крылья рудных роллов и участки забалансовых руд.

Третья морфологическая группа (пластообразные, столбообразные и жилообразные залежи) характеризуется складчатой формой рудных тел. При непрерывном оруденении в контурах рудных тел отмечаются отдельные блоки пустых пород, иногда значительных размеров (рис. 2). Коэффициент рудоносности 0,5—0,8. К этой группе относятся месторождения экзогенного и эндогенного происхождения. Наибольшее значение имеют месторождения экзогенного происхождения, в том числе и их участки с забалансовыми рудами.

К четвертой группе (линзообразные и гнездообразные залежи) относятся многие гидротермальные месторождения, представленные мелкими линзами в зонах тектонических контактов, пластовыми и седловидными жилами и гнездообразными залежами. Коэффициент рудоносности 0,25—0,5.

Пятая морфологическая группа (тонкие жилы) характеризуется довольно большим количеством месторождений гидротермального генезиса. Руда, как правило, локализуется в топких трещинах отрыва и скалывания. Распределение урана в рудных участках крайне неравномерно. Коэффициент рудоносности редко превышает 0,2, чаще составляет 0,03—0,04.

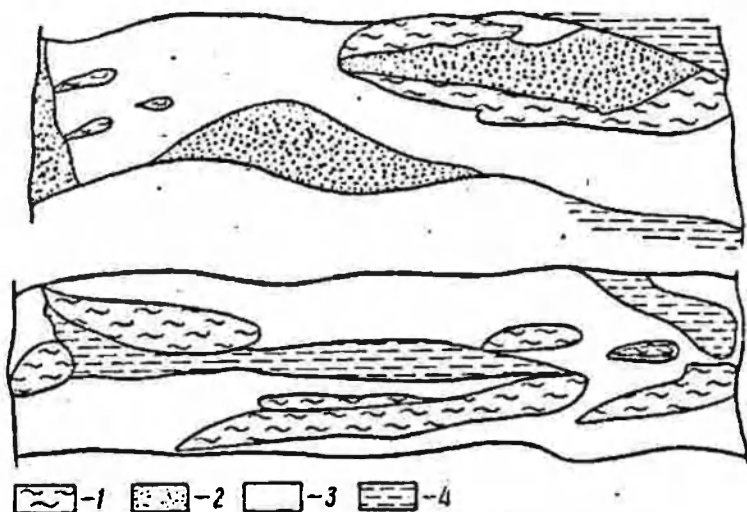


Рис. 1. Пластообразные ураноносные песчаники (разрезы):

1 — промышленная урановая руда; 2 — песчаник; 3 — забалансовая руда; 4 — кальцит в цементе.

Г. Н. Попов [1] для разработки урановых месторождений подземным выщелачиванием считает подходящими первые четыре морфологические группы месторождений с высокой естественной пористостью.

Н. В. Губкин и др. [11] указывают на большие преимущества метода подземного выщелачивания в условиях обводненности пластовых месторождений. Подземные воды из фактора, мешающего ведению горных работ, превращаются в одну из важных предпосылок применения этого метода.

Большинство рудных месторождений по основным признакам практически пригодны для подземного выщелачивания химическими реагентами. Оработка месторождений возможна в подземных блоках или в пластовых условиях с подачей реагентов через скважины с поверхности.

В тех случаях, когда ведется механическая добыча подземным выщелачиванием, попутно можно отрабатывать забалансовые руды и потерянную часть руды при очистной добыче.

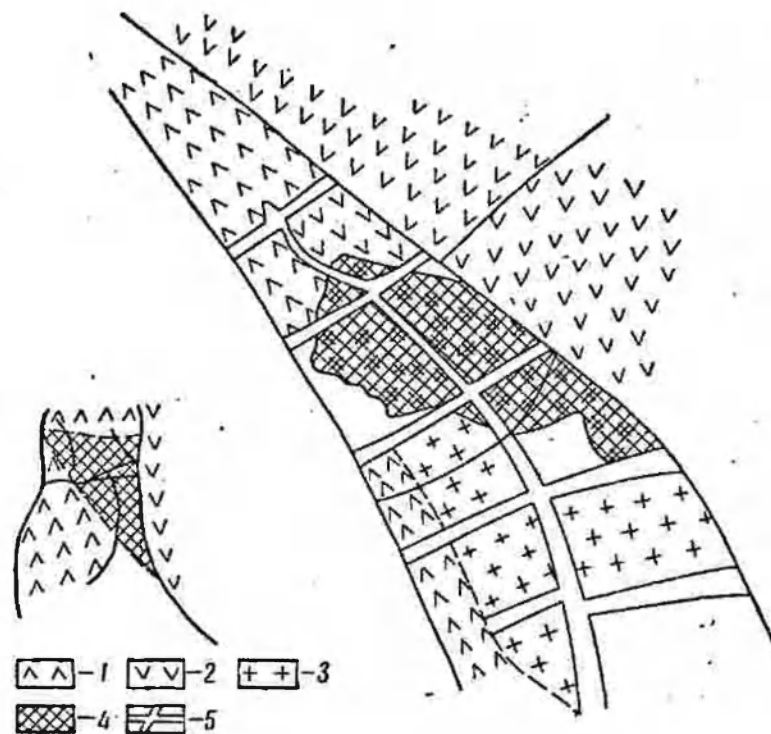


Рис. 2. Месторождение штокверкового типа (план) в тектоническом клине между сходящимися разломами (слева поперечный разрез):

1 — эффузивы нижней свиты; 2 — эффузивы верхней свиты; 3 — интрузивные кварцевые порфиры; 4 — рудное тело; 5 — горные выработки.

Подземное выщелачивание экономически целесообразно при совместной отработке балансовых и забалансовых руд. Для подземного выщелачивания критерий кондиционности руд не имеет такого значения, как при механическом способе добычи.

#### ✓ ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Процессы подземного выщелачивания урана можно разделить на два типа: выщелачивание из скальных пород (массивов) и выщелачивание из осадочных руд в пластовых условиях.

В зависимости от конкретных условий месторождений (глубины их залегания, генезиса, вещественного состава руды и др.) для подземного выщелачивания урана можно применять следующие технологические принципиальные схемы [2, 4, 5, 12].

1. Для осадочных месторождений рекомендуется схема, состоящая из различных систем, вертикальных нагнетательных и разгрузочных скважин, пробуренных с поведности. Для неглубоких месторождений вместо разгрузочных скважин можно применять дренажные траншеи или штреки.

2. Для скальных пород следует использовать схему с предварительным разрушением (или рыхлением) рудного массива буровзрывными методами и последующим магазинированием крупнокусковой руды в блоки или схемы с образованием зон обрушения.

Эти схемы рекомендуются во всех случаях, когда рудные тела сложены плотными горными породами.

3. Возможны комбинированные схемы, состоящие из системы горных выработок, нагнетательных скважин, закладываемых с поверхности, или из выработок и соответствующего дренажного устройства.

4. Используют также схему попутного выщелачивания рудоносного закладочного материала (погашение пустот) и очистных потерь на отработанных участках месторождений.

Переработка шахтных вод также является одной из схем подземного "извлечения" урана.

## Глава 2.

# ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

## 1. МЕХАНИЗМ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Под подземным выщелачиванием полезного компонента из рудного тела следует понимать процесс его избирательного растворения химическим реагентом и последующего удаления образовавшихся химических соединений из зоны реакции с помощью движущегося потока растворителя. В общем виде этот процесс определяется законами физико-химической гидродинамики и диффузионной кинетики

как контролирующим фактором общей скорости массопередачи [13].

Частица руды в молекулярном смысле является гетерогенной системой, состоящей из вещества и жидкости в порах.

Массопередача во всякой гетерогенной системе протекает в несколько стадий. Первая из них — стадия переноса реагирующих частиц к поверхности, на которой происходит реакция. На второй стадии происходит собственно гетерогенная реакция; третья стадия заключается в отводе прореагировавших молекул от места реакции.

Более точно этот процесс можно подразделить следующим образом:

- 1) подвод растворителя к поверхности рудного тела;
- 2) распространение растворителя внутри пор и капилляров и вытеснение поровой воды;
- 3) химическая реакция и образование порового химического раствора с равновесной или близкой к ней концентрацией урана;
- 4) вытеснение урансодержащего раствора из пор и капилляров свежим растворителем путем диффузии;
- 5) продвижение урансодержащего раствора к внешней границе рудного тела;
- 6) отвод раствора с поверхности рудного тела в общий объем растворителя.

Указанная последовательность стадий определяет в основном механизм процесса подземного выщелачивания.

Иногда протекание гетерогенного процесса сопровождается побочными явлениями: тепловыделением, возникновением электростатических сил, образованием пузырьков газа, выделением осадков в результате вторичных реакций, усложняющих указанный механизм процесса.

В основе растворения минералов в кислотах лежит реакция присоединения водорода к аниону растворяемого соединения, причем скорость растворения не может зависеть от скорости самой реакции присоединения протона, так как такие реакции протекают с исключительно большими скоростями — практически мгновенно [14]. Маловероятно, чтобы и накопление продуктов реакции могло задерживать ход растворения, ибо состав этих продуктов иной, чем состав минерала, а реакция протекает практически необратимо. Поэтому считается, что скорость гетерогенной реакции разложения минералов кислотами зависит от скорости диффузии иона водорода к поверхности

минерала, что существенно отличает этот процесс от других процессов растворения.

При растворении кислотами у поверхности минерала сохраняется весьма низкая концентрация водородных ионов, которая возрастает при переходе через диффузионный слой в объем растворителя. Это позволяет написать уравнение скорости реакции в следующем виде:

$$\frac{dc}{d\tau} = \frac{DS}{\sigma} [H^+] - [H_0^+],$$

где  $D$  — коэффициент диффузии;  $S$  — поверхность контакта;  $\sigma$  — толщина диффузионного слоя;  $[H^+]$  и  $[H_0^+]$  — концентрации водородных ионов в толще раствора и у растворяемой поверхности.

Величина  $[H_0^+]$  настолько мала, что ею можно пренебречь, записав уравнение в более простой форме:

$$\frac{dc}{d\tau} = \frac{DS}{\sigma} [H^+].$$

Уравнение можно дальше упростить, если принять величину поверхности контакта растворителя с минералом  $S = 1$ , а отношение коэффициента диффузии  $D$  к толщине диффузионного слоя  $\sigma$  выразить через  $k$ ; тогда

$$\frac{dc}{d\tau} = k [H^+],$$

т. е. скорость растворения минерала кислотой пропорциональна коэффициенту  $k$  и концентрации иона водорода в общем объеме растворителя\*. Коэффициент  $k$  в этом случае принято называть коэффициентом растворения [15].

Конечное выражение для скорости растворения минерала является уравнением реакций первого порядка, характерная особенность которых заключается в том, что один из компонентов (растворитель) находится в таком большом количестве, что его расход в реакции практически не отражается на концентрации.

Разделив переменные в уравнении, получим

$$\frac{dc}{[H^+]} = k d\tau.$$

\* Такое же уравнение можно получить, если рассматривать растворение урановых минералов в растворе соды.

После интегрирования

$$\ln c = -k\tau + B.$$

Обозначив  $[H_0^+]$  начальную концентрацию (при  $\tau = 0$ ), определим постоянную интегрирования:

$$B = \ln [H_0^+];$$

$$\ln \frac{[H^+]}{[H_0^+]} = -k\tau$$

$$[H^+] = [H_0^+] e^{-k\tau}.$$

Это уравнение выражает зависимость концентрации от времени.

Если через  $x = [H_0^+] - [H^+]$  обозначить уменьшение концентрации исходного вещества к моменту времени  $\tau$ , то уравнение принимает вид

$$\ln \frac{[H_0^+] - x}{[H_0^+]} = -k\tau.$$

Рассмотренное уравнение является подобным уравнению А. Н. Шукарева [16] для гетерогенных реакций в растворах и выражает содержание теории гетерогенных реакций Нернста

$$Q = D \frac{c_{\text{нас}} - c_0}{\sigma} S.$$

В общем виде уравнение А. Н. Шукарева не решается, поскольку в нем не вычисляется значение толщины диффузионного слоя  $\sigma$  и его зависимость от скорости движения жидкости. Поэтому теория Нернста, выражаемая уравнением А. Н. Шукарева, является качественной, а не количественной теорией. Она не позволяет оценивать значение диффузионного потока  $Q$  [13]. В связи с этим для теоретического анализа (оптимизации) процесса подземного выщелачивания требуется получение некоторых экспериментально-статистических значений, в первую очередь значения коэффициента растворения  $k = D/\sigma$ .

В тех случаях, когда растворяемые минералы не окислены и для их растворения нужен окислитель, количественное значение диффузионного потока определяется

градиентом концентраций растворяемого вещества, тогда  $k$  — параметр растворения, определяемый опытным путем;  $D$  — коэффициент диффузии;  $\tau$  — время.

нее, концентрацией вещества в поровом растворе, создаваемой растворителем с тем или иным окислительным потенциалом.

Процесс «простого», или «физического», растворения при котором твердое тело однородно и целиком состоит из растворимого в данной жидкости вещества, отличается от процесса выщелачивания, когда твердое тело неоднородно и состоит из растворимого вещества, неравномерно распределенного в массе тела [17].

В качестве примера физического растворения можно привести растворение в воде минерала галита ( $\text{NaCl}$ ), имеющего кристаллическую решетку с ионной связью. Чтобы перевести этот минерал в раствор, нужно разрушить его кристаллическую решетку, разорвать химические связи между ионами или атомами. Для этого надо затратить энергию, равную энергии кристаллической решетки. Для ионных кристаллов  $\text{NaCl}$  эта энергия равна  $183 \text{ ккал/моль}$ .

Растворение однородных минералов, целиком состоящих из растворимого в данной жидкости вещества, определяется реакцией нулевого порядка, в которой скорость процесса сохраняется постоянной во времени.

В процессе выщелачивания, когда твердое тело (руда минерал) неоднородно и состоит из растворимого вещества непрерывно распределенного в массе тела при отсутствии конвекции в жидкости, растворение химическим реагентом происходит следующим образом. Вблизи внешней границы твердого тела возникает пористая зона частичного растворения, внутри которой вещество тела растворено и вынесено диффузионным потоком из твердого тела в общий объем жидкости (растворителя).

Толщина слоя частичного растворения увеличивается с течением времени, так как внутренняя граница зоны перемещается в глубь твердого тела. При этом диффузия тормозится вследствие сопротивления диффузионному потоку, оказываемому нерастворимой частью тела. Поэтому коэффициент диффузии растворимого вещества в зоне частичного растворения уменьшается от  $D$  до  $\eta D$ , где  $\eta$  — коэффициент, зависящий от пористости этой зоны ( $\eta$  всегда меньше единицы).

Глубину зоны частичного растворения можно определить [17] по формуле

$$l = 2 \sqrt{Dk\tau},$$

Таким образом, отличие процесса выщелачивания от процесса простого растворения заключается в том, что в первом случае тело не однородно, в другом — однородно. При выщелачивании массопередача вещества протекает неравномерно и зависит от коэффициента внешней диффузии  $D$  (на поверхности) и коэффициента внутренней диффузии  $\eta D$  (в порах). При растворении массопередача вещества обусловлена только коэффициентом внешней диффузии  $D$ .

При выщелачивании решающее значение имеет пористость тела, в частности геометрия пор и капилляров (средняя величина пор и капилляров, распределение их по величине, степень разветвления и пр.). На основании приведенного сравнения выщелачиванием следует называть процесс, в котором массопередача вещества имеет по крайней мере две кинетические области, которые характеризуются коэффициентами внешней диффузии и внутренней диффузии  $\eta D$ .

В отличие от выщелачивания растворение представляет собой процесс, который кинетически характеризуется только коэффициентом внешней диффузии  $D$ .

В общем виде оба процесса лимитируются скоростью взаимной диффузии вещества — растворителя и раствора.

По своему механизму и кинетике процесс подземного выщелачивания в некоторых случаях подобен процессу молекулярной десорбции, и поэтому установленные физико-химические закономерности сорбции и десорбции можно в той или иной мере применять для лучшего понимания сущности процесса выщелачивания.

Процесс подземного выщелачивания контролируется диффузионной массопередачей веществ независимо от того, осуществляется ли он в пластовых условиях или в подземных блоках. Различна лишь кинетика процесса.

## 2. КИНЕТИКА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНО РАЗРУШЕННЫХ СКАЛЬНЫХ ПОРОД

Подземное выщелачивание скальных пород осуществляется по методу капиллярного выщелачивания. Особенность этого процесса заключается в том, что выщелачивающий раствор не заполняет полностью промежутки между



кусками руды (как при процессе выщелачивания просачиванием), а покрывает их лишь тонкой пленкой.

Кинетика процесса контролируется диффузией при постоянном градиенте концентрации растворителя на границе раздела фаз. При орошении руды градиент максимальный, при выстаивании руды без орошения он стремится к нулю. Диффузия растворителя и химического вещества осуществляется на внешней поверхности, в порах и капиллярах рудного куска.

При наличии разности концентраций в жидкости возникает молекулярная диффузия; кроме того, частицы вещества, растворенные в жидкости, увлекаются последней в процессе ее движения и переносятся вместе с ней.

Совокупность обоих процессов составляет явление конвективной диффузии вещества в жидкости.

При капиллярном выщелачивании массопередача вещества определяется конвективной диффузией (при орошении руды) и молекулярной диффузией (при выстаивании руды без орошения). Выщелачивание с преобладанием конвективной диффузии называют фильтруционным, а с преобладанием молекулярной диффузии — диффузионным.

Массопередача урана из руды в общий объем раствора при капиллярном выщелачивании заключается в посредственном взаимодействии с поверхностью минерала фильтрующегося через слой руды растворителя и в диффузионном перемещении солей в неподвижном поровом растворе при наличии градиента концентраций.

Такие интенсифицирующие процессы, как тонкое измельчение, нагревание, перемешивание, и другие, используемые в обычном гидрометаллургическом процессе (6), при подземном капиллярном выщелачивании в полной мере не могут быть применены. В этом методе основная переменная величина — продолжительность процесса, которая может колебаться в сравнительно больших пределах (и не безгранично), частично компенсируя отсутствие других кинетических факторов.

### Х Влияние вещественного состава руды

Кинетика капиллярного выщелачивания крупнокусковой руды в определенной степени обусловлена ее вещественным составом, вернее структурными изменениями, которые вызывает в руде взаимодействие ее с растворителем, особенно с кислотой.

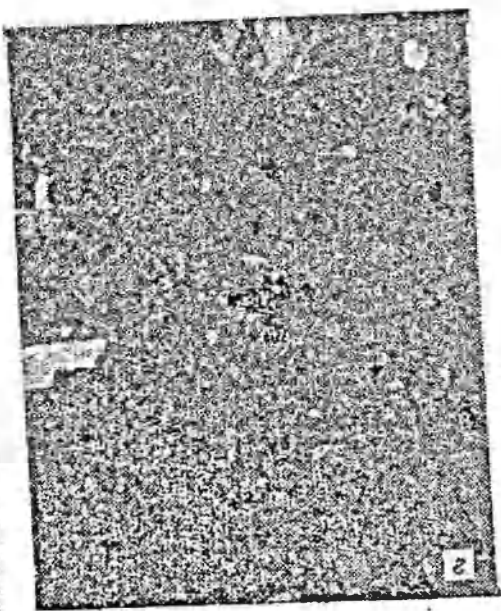
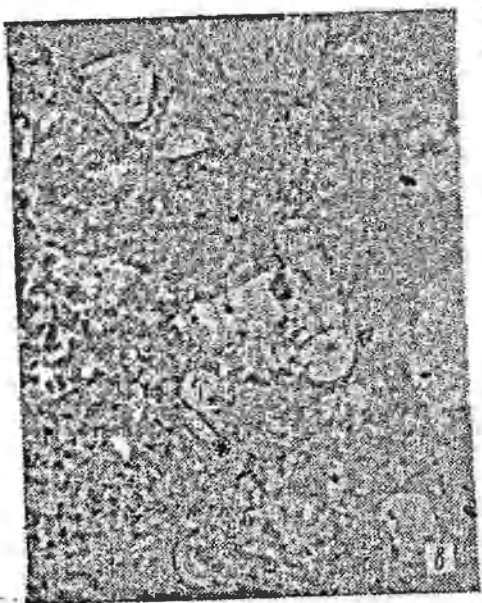
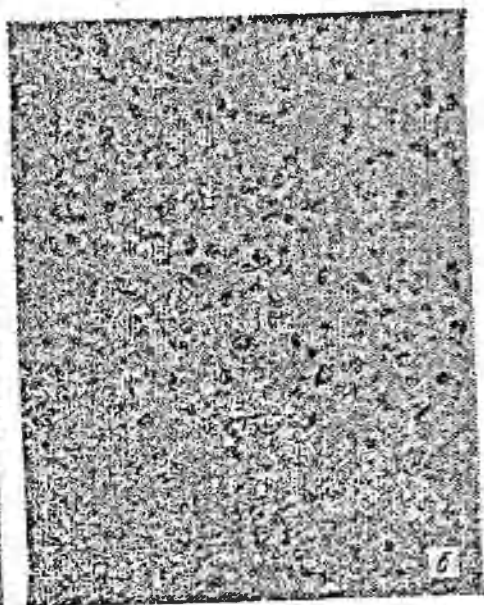
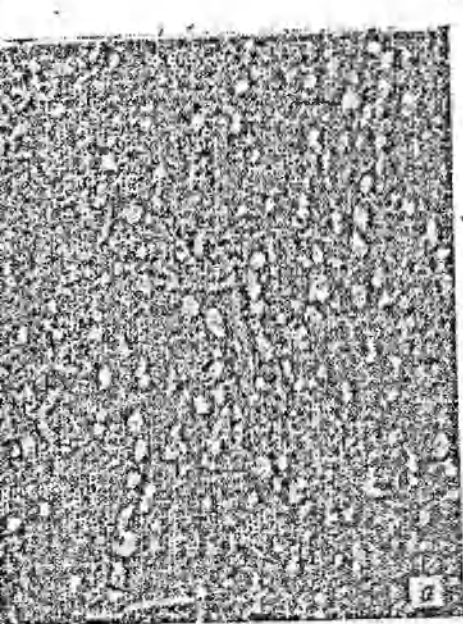


Рис. 3. Структурные изменения руды, по Р. С. Мещерской:  
а — кальцит (белый) в мергелистом пропластке до выщелачивания (проходящий свет,  $\times 105$ ); б — вид мергелистого пропластка после сернокислотного выщелачивания (проходящий свет,  $\times 105$ ); в — сульфиды (черные) в гранит-порфире до выщелачивания (проходящий свет,  $\times 105$ ); г — остатки пирита (проходящий свет,  $\times 105$ ).

Разложение отдельных минералов, снижающее циркуляцию растворителя в порах и капиллярах в результате коагуляции и отложение осадков вторичных химических соединений, ухудшающих просачивание и смачиваемость руды растворителем, существенно могут изменить скорость выщелачивания. Поэтому руду исследуют с помощью петрографо-минералогического и химического анализов до и после выщелачивания.

На рис. 3 показаны структурные изменения руды (гранит-порфир) до и после капиллярного выщелачивания в подземных блоках раствором серной кислоты.

Изменения претерпевают лишь карбонатные и глинистые минералы, основная структура руды при этом остается практически неизменной. Чем меньше в исходной руде карбонатных и глинистых минералов, тем интенсивнее кинетика процесса капиллярного выщелачивания раствором кислот.

При использовании более селективных карбонатных растворителей (раствор соды) структурные изменения менее ярко выражены, однако частичное образование коллоидных силикатов значительно ухудшает скорость процесса из-за коагуляции.



### Проницаемость рудного монолита

Важную, если не решающую, роль в кинетике капиллярного выщелачивания играет скорость проникновения реагентов в глубь куска рудного монолита. Этот параметр определяет эффективность массопередачи растворенного урана из пор и капилляров в общий объем растворителя. Скорость проникновения раствора в породу зависит от количества и величины пор и капилляров в рудном монолите, что, в свою очередь, определяется физическими свойствами руды и раскрытием урановых минералов при предварительном разрушении.

Существуют разные методы определения пористости [18].

Наиболее простой из них основан на взвешивании сухого и насыщенного водой образца. Абсолютную пористость  $\Pi_{аб}$  можно определить по формуле

$$\Pi_{аб} = \frac{P_n - P}{V_d} \cdot 100\%,$$

где  $P$  и  $P_n$  — соответственно вес сухого и насыщенного водой образца;  $V$  — его объем и  $d$  — удельный вес воды.

Коэффициент эффективной пористости определяется по следующей методике.

Отобранные рудные образцы под давлением пропитывают окрашенной бакелитовой смолой марки БСЛ-1с с вязкостью, соответствующей вязкости применяемого растворителя. Окраску смолы производят роданидом натрия. Бакелит — оптически изотропная жидкость и ведет себя нейтрально по отношению к минералогическому составу породы. Пропитку образца проводят в течение суток, после чего из породы изготовляют плоскопараллельный шлиф, который изучается на интегральном столике системы Шенда под микроскопом. Затем подсчитывают площадь сечений, заполненных окрашенной бакелитовой смолой.

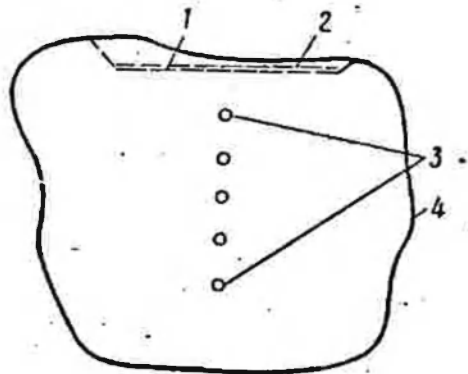


Рис. 4. Измерение проницаемости по электропроводности: 1 — углубление для подачи растворителя; 2 — раствор; 3 — электроды; 4 — монолит гранит-порфира.

Коэффициент эффективной пористости рассчитывают [19] по отношению окрашенной площади ко всей площади исследуемого рудного материала.

Скорость проникновения растворителя в глубь рудного куска определяют различными методиками: по электропроводности [20], по окрашенным растворам и методом меченых атомов.

Точность измерений по указанным методикам относительно невысокая (особенно при использовании окрашенных растворов), поэтому производят сравнительную проверку результатов параллельно по нескольким методикам, во всяком случае не менее чем по двум.

На рис. 4 показан наиболее простой метод ориентировочного измерения скорости проникновения растворителя в глубь рудного монолита по величине электропроводности.

В рудном куске (без видимых трещин) осторожно просверливают несколько отверстий на определенных расстояниях друг от друга и от наружной поверхности куска, в которые вставляют электроды. Верх рудного монолита непрерывно смачивают растворителем. Сопротивление той

или иной пары электродов измеряют тестером через определенные промежутки времени.

На рис. 5 приведены фотографии опытных образцов с окрашенными растворами. Опытные данные показывают

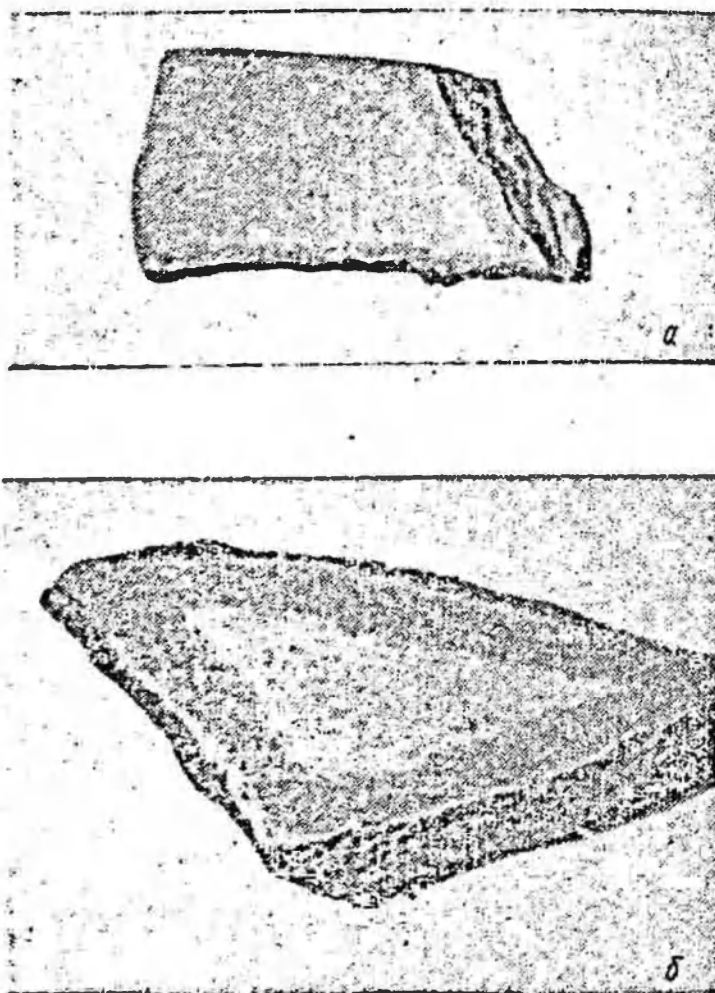


Рис. 5. Измерение проницаемости с окрашенным растворителем:

а—образец гранит-порфира через 1 месяц; б—образец гранит-порфира через 3 месяца.

что скорость проникновения реагента (раствора серной кислоты) в глубь куска рудного монолита неравномерная. В начале контакта растворителя с рудой (гранит-порфир) первые 10 мм раствор проходит в глубь куска со скоростью 0,2—0,21 мм/ч, при дальнейшем продвижении скорость снижается в следующей последовательности:

Глубины, мм	Скорость проникновения, мм/ч
20	0,14
30	0,08
40	0,05
60	0,005
100	0,005

На большей чем 100 мм глубине рудный кусок практически не смачивается в течение весьма длительного времени, так как проницаемость снижается до ничтожно малой величины.

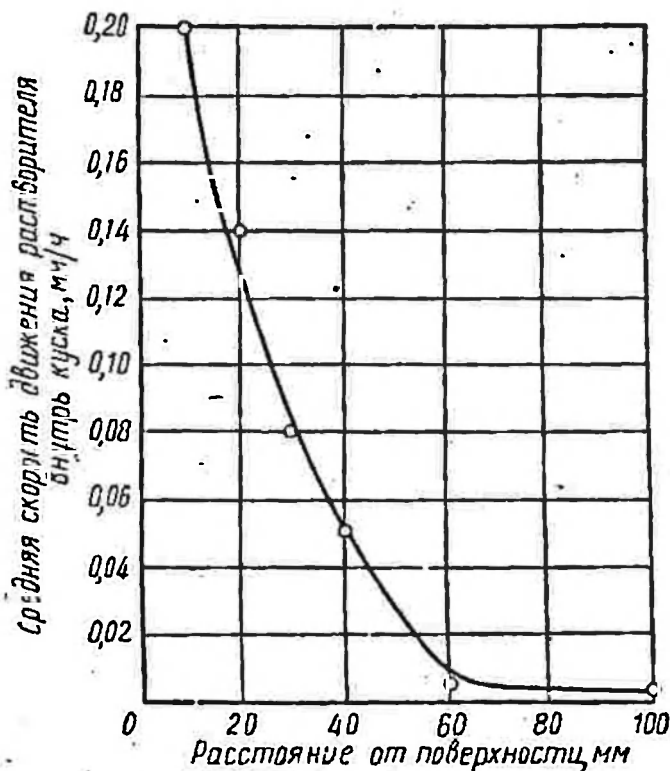


Рис. 6. Динамика движения раствора серной кислоты в глубь рудного куска.

Указанную зависимость для соответствующих глубин можно проверить по химическому анализу шлифов. На рис. 6 показана динамика проникновения серной кислоты в глубь рудного куска гранит-порфира с коэффициентом крепости по шкале Протоdjяконова 10—15 и с эффективной пористостью около 1%.

По-видимому, такого же характера зависимость следует ожидать и для любого куска скальной породы, пористость

которого находится в указанных пределах независимо от генезиса месторождения. Повышение проницаемости, очевидно, может быть связано только с увеличением пористости рудного тела и с изменением геометрии пор. Выщелачивание минеральными кислотами способствует увеличению эффективной пористости, иногда в 2—4 раза.

Скорость проникновения реагентов внутрь рудного куска лимитируется сопротивлением, оказываемым нерастворимой частью руды, в частности, вследствие образования газов в порах и капиллярах в результате химических реакций.

По мере продвижения растворителя в глубь куска начальная массопередача веществ, определяемая коэффициентом внешней диффузии  $D$ , уменьшается и характеризуется коэффициентом внутренней диффузии, равным  $\eta D < D$ . В этом заключается характерная особенность кинетики капиллярного выщелачивания крупного куска руды.

Приведенные данные позволяют расчетным путем ориентировочно оценивать время, необходимое для полного смачивания крупных кусков руды. Так, смачивание рудного монолита гранит-порфира размером примерно 200 мм и эффективной пористостью 1% будет длиться около года.

Допуская для рудных монолитов с определенной пористостью корреляционную зависимость между электропроводностью и жидкостной проницаемостью, можно качественно оценить продолжительность выщелачивания крупных кусков различных скальных пород.

По этому признаку можно приближенно судить о гранулометрическом составе руды, получаемой в результате предварительного разрушения. Чем больше электропроводность образца скальной породы, тем он быстрее должен выщелачиваться и, вероятно, лучше разрушаться при взрыве. Таким же критерием может служить и сравнительное определение эффективной пористости кусков руды.

## У Извлечение урана в раствор

При установившемся режиме капиллярного выщелачивания извлечение урана в раствор характеризуется функциональной зависимостью (рис. 7):

$$Q = f(\tau).$$

Установить единую зависимость  $Q$  от  $\tau$ , одинаково хорошо удовлетворяющую всем возможным случаям капиллярного выщелачивания, не представляется возможным. Анализ кинетики можно сделать только на базе экспери-

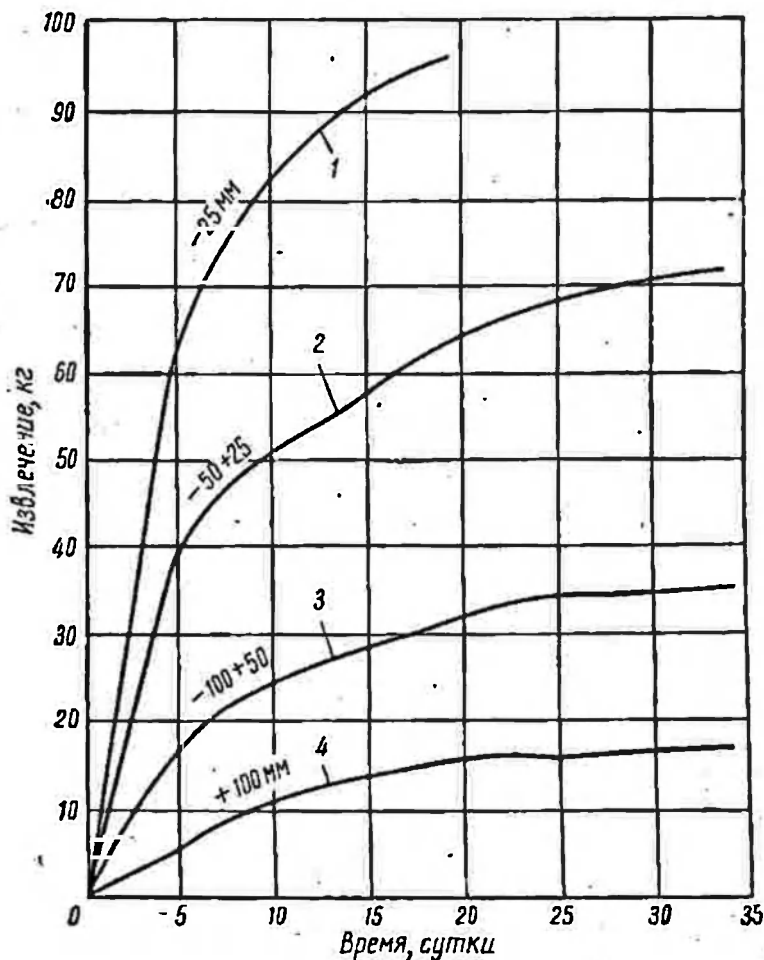


Рис. 7. Зависимость  $Q = f(\tau)$  для различных классов крупности руды:

$$\begin{aligned}
 1 - Q &= 2,867 + 7,748\tau - 0,394\tau^2 + 0,00667\tau^3, \quad 0 < \tau \leq 30; \\
 2 - Q &= 3,934 + 2,069\tau - 0,0633\tau^2 + 0,00086\tau^3, \quad 0 < \tau \leq 30; \\
 3 - Q &= 0,570 + 1,319\tau - 0,0490\tau^2 + 0,000630\tau^3, \quad 0 < \tau \leq 30; \\
 4 - Q &= 0,0442 + 0,436\tau - 0,00967\tau^2 + 0,0000538\tau^3, \quad 0 < \tau \leq 30.
 \end{aligned}$$

ментального определения функции [21]. В отдельных случаях этот процесс может быть описан показательной функцией типа

$$Q = k\tau^\mu,$$

где  $Q$  — количество извлекаемого урана;  $\tau$  — время;  $\mu$  и  $k$  — эмпирически определяемые коэффициенты. Решая



это уравнение с подстановкой экспериментальных данных, можно определить значение коэффициентов  $\mu$  и  $k$ .

Так, при решении задачи капиллярного выщелачивания крупнокусковой руды забойной крупности (гранит-порофир, —200 мм) в подземном блоке эти коэффициенты следующие:  $\mu = 0,353$ ;  $k = 263$ .

Физический смысл этих констант можно выяснить, если прологарифмировать приведенное выше эмпирическое уравнение:

$$\lg Q = \lg k + \mu \lg \tau.$$

Экспериментально найденные точки в логарифмических координатах не укладываются на одну прямую, но довольно хорошо размещаются на двух прямых, пересекающихся под некоторым углом при достижении определенного времени выщелачивания.

В результате образуются две области, в которых логарифм величины извлечения урана является линейной функцией логарифма времени. Отрезки, отсекаемые этими прямыми на оси ординат, дают среднюю величину логарифма  $k$ . Тангенс угла, образуемого этими прямыми с осью абсцисс, равен среднему значению  $\mu$ .

Процесс капиллярного выщелачивания во времени не равноценен по своей кинетике. Он протекает по крайней мере в две резко отличные кинетические стадии, характеризующиеся двумя прямыми линиями, причем в процессе выщелачивания одна стадия постепенно переходит в другую. Точка пересечения двух прямых показывает время заметного изменения скорости процесса, а величина угла — степень изменения.

Значение коэффициента  $\mu$  характеризует диффузионную массо-передачу веществ внутри рудного тела по корреляционной зависимости с коэффициентом внутренней диффузии  $\eta D$ . Очевидно, значение  $\mu$  не может быть больше единицы. Коэффициент  $k$  характеризует зависимые переменные: гранулометрическую характеристику выщелачиваемой руды, ее вещественный состав и применяемый растворитель.

Различие массопередач веществ хорошо наблюдается при капиллярном выщелачивании физически однородного тела — минерала галита (NaCl) и физически неоднородного минерала — урановой черни.

В первом случае растворителем является вода, во втором — раствор серной кислоты. При выщелачивании га-

лита наблюдается линейная зависимость  $Q$  от  $\tau$ . При выщелачивании урановой черни начальный период выщелачивания также протекает по линейной зависимости, но затем происходит отклонение от прямой пропорциональности  $Q$  от  $\tau$ . Такое отклонение объясняется физической неоднородностью урановой черни и сопротивлением диффузии, возникающим внутри пор и капилляров, в результате чего массопередача веществ начинает контролироваться коэффициентом внутренней диффузии.

При капиллярном выщелачивании скорость растворения галита протекает подобно уравнению реакций нулевого порядка, т. е. скорость процесса сохраняется постоянной во времени.

Капиллярное выщелачивание урановой черни протекает подобно уравнению реакций первого порядка, т. е. скорость процесса изменяется по логарифмической зависимости.

Процесс капиллярного выщелачивания крупнокусковой руды кинетически постепенно переходит из одной стадии в другую. Обе стадии грубо можно отнести к периодам выщелачивания более доступной поверхности рудного слоя (начальный период выщелачивания) и труднодоступной поверхности (конечный период выщелачивания). По данным Д. А. Франк-Каменецкого, эти стадии [22] соответствуют внешней и внутренней областям кинетики.

В первом случае скорость выщелачивания пропорциональна поверхности пористого минерала, во втором — его объему.

Благодаря медленной диффузии растворителя внутри рудного монолита концентрация растворенного урана в порах и капиллярах не достигает равновесного значения и градиент концентраций между поровым раствором и общим объемом растворителя снижается, что, в свою очередь, приводит к количественному уменьшению общей массопередачи урана.

В микропорах и микрокапиллярах, размер которых приближается к размеру молекул исходных веществ, подвижность ионов быстро падает и массопередача практически сводится к нулю [20].

Описание процесса капиллярного выщелачивания показательной функцией вида  $Q = kt^n$  позволяет достаточно просто производить расчет количества извлеченного урана в течение данного отрезка времени. Однако эта зависимость не учитывает изменения массопередачи веществ при пере-

ходе из одной диффузионной области в другую на всем протяжении процесса вследствие изменения скорости тяжении процесса выщелачивания. В результате этого процесс во внутридиффузионную область материала и геометрии пор и капилляров). Общие коэффициенты в уравнении определяют наклон кривой (табл. 4).

С целью наиболее полно описать процесс капиллярного выщелачивания на всех его стадиях целесообразно отыскивать зависимость  $Q = f(\tau)$  в виде степенных полиномов путем аппроксимации экспериментальных данных по методу наименьших квадратов.

Для того же частного случая капиллярного выщелачивания, приведенного при решении эмпирического уравнения  $Q = k\tau^a$ , аналитическое выражение функции  $Q = f(\tau)$ , вычисленной по способу наименьших квадратов, описывается более сложным уравнением полинома 3-й степени:

$$Q = 2,31 + 2,48\tau - 3,76 \cdot 10^{-2}\tau^2 + 2,17 \cdot 10^{-4}\tau^3,$$

где  $Q$  — количество выщелоченного урана;  $\tau$  — время выщелачивания.

Как и всякое эмпирическое уравнение, приведенное выражение функции справедливо лишь для определенных значений  $\tau$ . В данном случае оно отвечает значениям

$$0 < \tau \leq 62 \text{ суток.}$$

При всех значениях  $\tau > 62$  суток  $Q$  остается практически постоянным.

Скорость процесса выщелачивания является первой производной от указанного аналитического выражения

$$y(\tau)' = 2,48 - 7,52 \cdot 10^{-2}\tau + 6,51 \cdot 10^{-4}\tau^2$$

для  $0 < \tau \leq 62$ . При всех значениях  $\tau > 62$  — величина  $y(\tau)'$  близка к нулю.

Таким образом, более точное аналитическое выражение функции  $Q = f(\tau)$  также показывает, что процесс капиллярного выщелачивания кинетически протекает в нескольких стадиях, в данном случае в три стадии, в каждой из которых скорость выщелачивания различна.

Наибольшая величина  $y(\tau)'$  наблюдается в начальной стадии контакта растворителя с рудой, затем она постепенно снижается по мере распространения процесса в глубь рудных частиц. Переменные коэффициенты при  $\tau$ , характеризующие массопередачу веществ, возрастают при уменьшении крупности руды и снижаются с увеличением про-

Таблица 4  
Изменение коэффициентов при  $\tau$  в различное время выщелачивания (для частного случая выщелачивания гранит-порфира)

Время выщелачивания от начала процесса, ч	Аналитическое выражение функции
14—80	$Q = -3,043 + 0,433\tau - 0,166\tau^2$
98—238	$Q = 2,812 + 0,269\tau - 0,0005\tau^2$
238—532	$Q = 10,364 + 0,146\tau - 0,0001\tau^2$

После 62 суток выщелачивания скорость процесса резко падает и практически приближается к нулю.

Дальнейший анализ функции  $Q = f(\tau)$  весьма сложен, так как массопередача становится неравномерной и функция приобретает дискретный вид. В этом периоде выщелачивания концентрация урана в поровом растворе далека от равновесного значения из-за медленной диффузии растворителя в глубь рудного тела, поэтому градиент концентраций быстро снижается.

Математический анализ показывает, что капиллярное выщелачивание крупнокусковой руды забойной крупности является экстенсивным процессом и длится не менее 2—3 месяцев. В этот период извлечение урана в раствор постепенно снижается, но все же имеет практически заметную величину. После указанного периода извлечение урана резко уменьшается. Концентрация урана в растворе может повыситься на определенный период времени после длительного выдерживания рудного материала без орошения, в результате изменения расположения рудных частиц между собой и в других случаях.

В конце процесса выщелачивания поступление урана в раствор становится неравномерным в зависимости от воздействия того или иного фактора. Массопередача веществ кинетически определяется гидродинамическими и диффузионными условиями.

Конвективная массопередача (период орошения руды растворителем) в основном обусловлена скоростью фильтрации и коэффициентом диффузии.

При выстаивании руды без орошения скорость фильтрации, как фактор влияния на массопередачу, исключает количество фракции (-200 + 100) мм до приемлемого предела и увеличивает, таким образом, выход более мелких частиц, как фактор влияния на массопередачу. исключает количество фракции (-200 + 100) мм до приемлемого предела и увеличивает, таким образом, выход более мелких частиц [21—27].

С помощью приведенного математического анализа можно практически уточнять режим капиллярного выщелачивания рудного материала с различной granulometric характеристикой, в частности, оценивать общую длительность выщелачивания, периоды чередования орошения руды растворителем и выдерживания ее без орошения и т. д.

### Оптимальные параметры предварительного разрушения руды

Оптимальные параметры разрушения рудного массива решающим образом определяют общую экономику химического метода добычи урана из скальных пород.

Предварительное разрушение рудного массива с целью обладания крупными фракциями заметно снижает стоимость буровзрывных работ, однако большая пропорция крупных фракций в рудной шихте снижает скорость капиллярного выщелачивания и уменьшает общее извлечение урана в раствор. При таком противоречии необходимо определять оптимальный параметр разрушения рудного массива.

На рис. 8 приведены кинетические кривые капиллярного выщелачивания раствором серной кислоты различных фракций рудной шихты (гранит-порфир) забойной крупности, подвергаемой обработке в подземных блоках. Извлечение урана в раствор по времени отличается для различных фракций рудной шихты.

Граница заметного снижения скорости извлечения урана хорошо наблюдается между фракциями крупной степенью (-100 + 50) и (-200 + 100) мм. Наиболее полно выщелачиваются рудные классы (-50 + 25) и -25 мм, имеющие эффективную пористость 2,0—2,9%; менее интенсивно выщелачивается уран из фракций (-200 + 100) и (100 + 50) мм обладающих эффективной пористостью 0,9—1,0%. На основании кинетических данных не желательно; практически наличие этой фракции избежать не удастся.

Отбойка руды в блоке с применением системы принудительного этажного обрушения руды глубокими скважинами

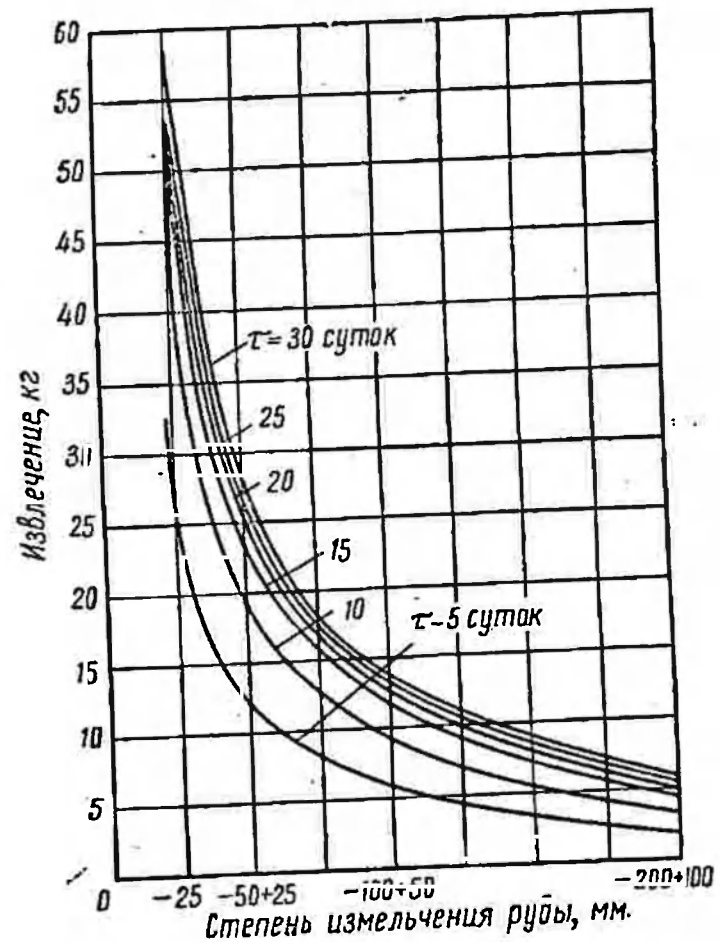


Рис. 8. Кинетические кривые капиллярного выщелачивания раствором серной кислоты различных фракций рудной шихты при различной продолжительности выщелачивания.

классов. В этом случае выявившееся противоречие между экономическими и кинетическими показателями можно свести к минимуму.

Процесс подземного выщелачивания осуществляется при относительно постоянной температуре, обычной для рудников, поэтому влияние температурного фактора на кинетику процесса на всем его протяжении во времени относительно стабильно.

## Некоторые выводы, вытекающие из рассмотрения кинетики выщелачивания скальных пород

Подземное выщелачивание скальных пород требует предварительного их разрушения, причем получаемая шихта не должна содержать большого количества фракции класса крупности ( $-200 + 100$ ) мм.

Процесс выщелачивания экстенсивный, и общая длительность его не может быть меньше двух-трех месяцев. Интенсивность процесса зависит от пористости рудного материала. Периодическое орошение руды растворителем является наиболее эффективным, так как создаются благоприятные условия для окисления минералов, требуются минимальный объем растворов и расход реагентов.

Процесс подземного выщелачивания не может равноценно применяться для всех типов руд. По своей кинетике он не подходит для переработки следующих руд: очень плотных с низкой пористостью, фосфатных, упорных, требующих нагревания, глинистых.

При подземном выщелачивании количество извлекаемого из недр урана не меньше, чем при традиционной гидрометаллургической переработке руды.

В связи с экстенсивностью процесса практически невозможно обеспечить одновременную выдачу продукции в короткий промежуток времени, эквивалентную объему продукции современных заводов.

Подземное выщелачивание требует больших количеств руды, вовлекаемых в одновременную отработку, особенно при использовании бедных руд. Несомненные преимущества этого метода выявляются при попутной переработке бедных руд и комплексной отработке балансовых и забалансовых руд.

### 3. КИНЕТИКА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУД ОСАДОЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ПЛАСТОВЫХ УСЛОВИЯХ

Кинетика выщелачивания руды в проицаемых осадочных месторождениях имеет много общего с кинетикой перколяции, если скорость просачивания в этом процессе отождествить с коэффициентом фильтрации рудоносного слоя в пластовых условиях.

В этом случае скорость извлечения урана преимущественно определяется конвективной диффузией в отличие от молекулярной диффузии, которая контролирует общую скорость процесса извлечения урана из глинистых пластов.

В природных условиях в чистом виде ни фильтрационное (преобладание конвективной диффузии), ни диффузионное (преобладание молекулярной диффузии) выщелачивания отдельно не встречаются, они происходят одновременно с преобладанием того или иного процесса.

Общие уравнения диффузионной массопередачи, рассмотренные ранее, в равной степени применимы и для анализа кинетики выщелачивания руды в пластовых условиях. Массопередача веществ состоит из непосредственного взаимодействия фильтрующегося растворителя с поверхностью рудного слоя и из диффузионного перемещения веществ в поровом растворе при наличии градиента концентрации.

Фильтрация жидкости в пористой среде описывается [28] следующим уравнением:

$$Q = k_{\text{пр}} \frac{d}{\gamma} FI,$$

где  $Q$  — расход потока;  $k_{\text{пр}}$  — коэффициент проницаемости среды, *дарси*;  $d$  — плотность жидкости;  $\gamma$  — вязкость жидкости;  $F$  — площадь поперечного сечения потока;  $I$  — гидравлический уклон.

Выражение  $k_{\text{пр}} \frac{d}{\gamma}$  принято заменять величиной коэффициента фильтрации  $k_{\text{ф}}$ , характеризующего свойства пористой среды и жидкости. В этом случае уравнение принимает вид

$$Q = k_{\text{ф}} FI.$$

Коэффициент фильтрации, выражаемый обычно в *м/сутки*, соответствует скорости просачивания пластовой воды через грунт при определенном гидравлическом уклоне, равном единице.

Скорость потока рассчитывают по величине коэффициента фильтрации:

$$v = \frac{Q}{F} = k_{\text{ф}} I.$$

При подземном выщелачивании, когда в пласт подают различные растворители с разной плотностью и вязкостью, в результате химического взаимодействия их с рудой могут изменяться фильтрационные свойства пласта и соответственно величина коэффициента фильтрации. Поэтому выбранный растворитель урановой минерализации должен

обеспечивать высокое извлечение урана наряду с хорошей фильтруемостью химических растворов на всем протяжении рудного пласта и в течение всего периода выщелачивания.

В этом заключается сущность кинетики подземного выщелачивания проницаемых осадочных руд в пластовых условиях.

Основными характеристиками рудного материала, поступающего на перколяцию, являются следующие: скорость просачивания растворителя, степень заиленности руды, высота загрузки в аппарат и др.

Такие же требования к рудному материалу должны предъявляться и при выщелачивании проницаемого рудного пласта.

В перколяционном процессе указанные параметры могут в той или иной мере изменяться, при подземном выщелачивании такое изменение более ограничено, однако величина напора, т. е. давления, под которым находится растворитель в пласте, и длина слоя руды (расстояние между закачной и откачной скважинами) могут также изменяться в определенных пределах.

Сложившаяся в рудном пласте пористость в большей степени, чем в перколяционном процессе, должна предохраняться от коагуляции при подземном выщелачивании.

Динамика перехода урана из руды в раствор в пластовых условиях с помощью кислотного растворителя показана на рис. 9. Как видно, она ничем не отличается от обычной зависимости, наблюдаемой в перколяционном гидрометаллургическом процессе.

При движении растворителя в пласте в направлении фильтрационного потока формируются три зоны: участок уже выщелоченной руды; участок, составляющий путь насыщения растворителя ураном, где его содержание постепенно возрастает до насыщения или близкой к нему величины; участок невыщелоченной руды.

С течением времени выщелоченная зона возрастает, а невыщелоченная убывает. Массопередача урана характеризуется скоростью перемещения указанных зон, в частности скоростью продвижения зоны конца выщелачивания [29].

На рис. 10 представлены примерные данные зависимости содержания урана в продукционном растворе и скорости фильтрации раствора от продолжительности выщелачивания.

Как видно из рисунка, в начальный период подачи растворителя (раствор серной кислоты) происходит вытеснение поровой воды. Естественно, что, чем больше длина рудного слоя, тем больше объем откачиваемых растворов с нейтральным значением pH, в котором может находиться лишь небольшое содержание воднорастворимого урана.

Во втором периоде наблюдается довольно быстрое изменение pH раствора, примерно с 4—5 до 1. При этом содержание урана в откачиваемых растворах резко возрастает и

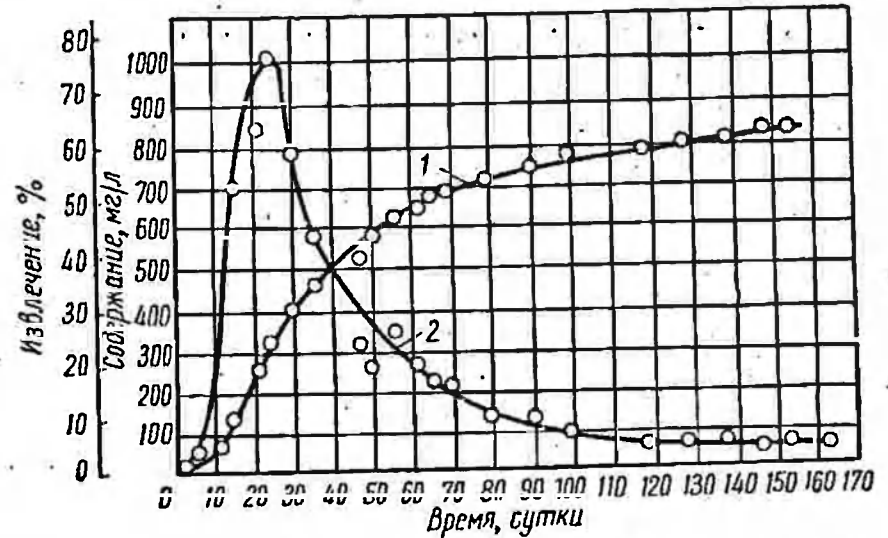


Рис. 9. Динамика перехода урана в раствор при выщелачивании руды в пластовых условиях:

1 — извлечение урана в раствор; 2 — концентрация урана в растворе.

достигает максимума. В зависимости от длины пути фильтрации, содержание урана в растворе может достигать насыщения или быть близким к нему. По мере приближения концентрации урана к насыщению скорость нарастания содержания урана в растворе уменьшается. В этом периоде выщелачивания массопередача урана осуществляется с легкодоступных участков поверхности рудного слоя в условиях конвективной диффузии.

Третий период характеризуется отрезком кривой, на котором концентрация урана в растворе практически не меняется.

Четвертый период выщелачивания характеризуется постепенным снижением содержания урана в откачиваемых растворах. Длительность этого периода определяется кинетикой

тикой перехода остаточного урана из руды в раствор в условиях образования ненасыщенных растворов.

Характер кривой этого периода выщелачивания показывает, что массопередача урана происходит из труднодоступных участков рудного слоя, в частности из пор капилляров, когда начинает преобладать в общей кинетике массопередачи молекулярная диффузия, контролируемая коэффициентом внутренней диффузии.

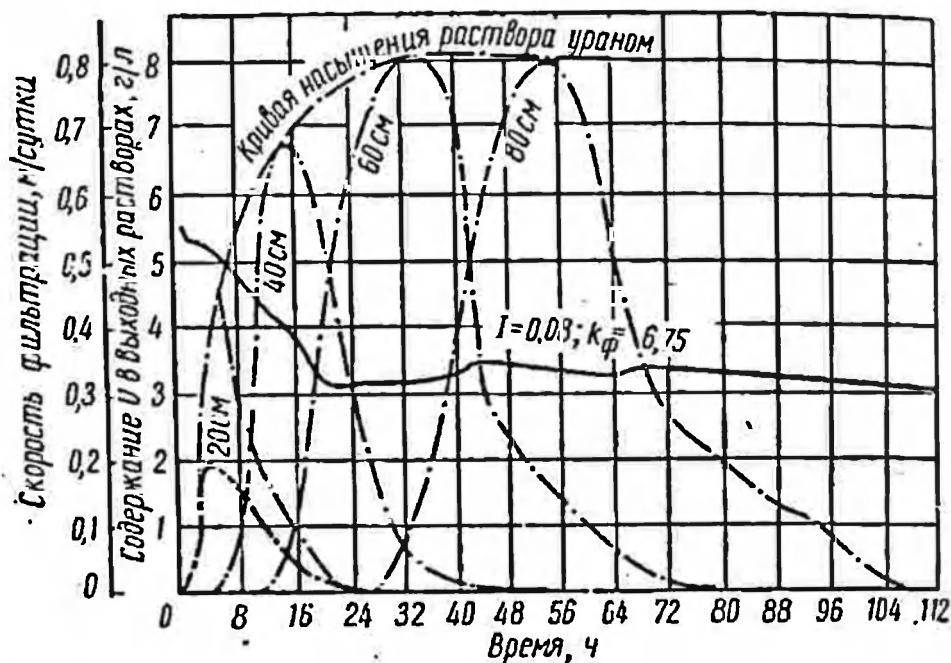


Рис. 10. Зависимость содержания урана в продукционных растворах и скорость фильтрации раствора от продолжительности выщелачивания. Цифры у кривых — длина пути фильтрации.

Приведенная схема формирования растворов дает определенные указания с физико-химической точки зрения на метод расчета расстояний между рядами скважин в зависимости от содержания компонента в руде и задаваемой концентрации металла в продукционном растворе.

На рис. 11 приведена зависимость между длиной пути фильтрации и временем наступления начала, максимума и конца выщелачивания.

Скорость изменения этих величин в любой точке может быть получена как отношение длины пути фильтрации ко времени, за которое произошло это изменение, или соответственно, как тангенс угла наклона касательной к кривой, проведенной через данную точку.



Наибольшая скорость выщелачивания наблюдается там, где раствор не успевает полностью насытиться ураном. В области, где достигнуто насыщение, скорость выщелачивания меньше и значение ее постоянно.

Скорость, отвечающая началу выщелачивания, значительно больше скорости передвижения границы конца выщелачивания. Величина последней определяется наклоном прямолинейного участка кривой:  $l = f(\tau)$ . Фильтрация раствора протекает примерно в два раза быстрее, чем передвигается зона конца выщелачивания.

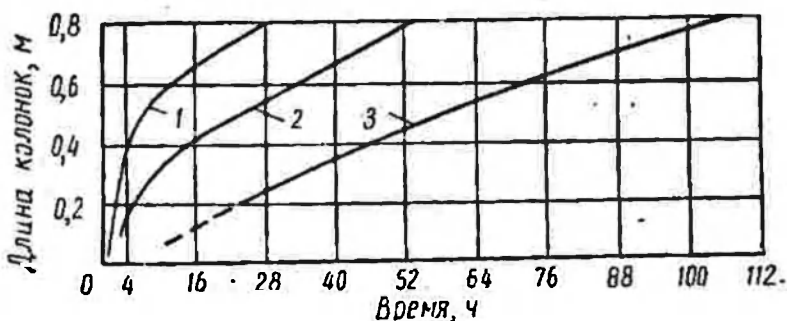


Рис. 11. Зависимость между длиной пути фильтрации и временем наступления начала, максимума и конца выщелачивания (раствор  $H_2SO_4$ ):

1 — начало выщелачивания; 2 — максимум концентрации урана; 3 — конец выщелачивания.

Длина выщелоченной зоны  $l$  на любой момент времени  $\tau$  определяется по формуле

$$l = v\tau,$$

где  $v$  — значение скорости передвижения зоны конца выщелачивания (определяется экспериментально).

Скорость передвижения зоны конца выщелачивания почти с самого начала поступления реагента в пласт практически не меняется (при постоянных значениях исходной концентрации реагента и гидравлического уклона).

Чем ниже концентрация реагента (раствор  $H_2SO_4$ ), тем меньше скорость передвижения зон выщелачивания. При некоторой минимальной концентрации реагента граница кислотной зоны с  $pH = 1-4$  значительно отстает от границы зоны продвижения раствора в пласте. Наоборот, при некоторой максимально предельной концентрации реагента границы этих зон могут быть близкими и даже практически совпадать, если проведено предварительное насыщение пласта растворителем.

Интенсивность перемещения границы выщелоченной зоны зависит от скорости фильтрации раствора в рудном пласте и от исходной концентрации растворителя. При этом следует различать движение насыщенных (или близких к ним) и ненасыщенных урансодержащих растворов.

В первом случае при стабильном режиме подачи растворителя в рудный пласт скорость выщелачивания неизменна во времени и не зависит от длины пути фильтрации. Во втором случае скорость выщелачивания является переменной величиной, зависящей не только от скорости фильтрации и исходной концентрации растворителя, но и от расстояния, которое прошел раствор по рудному пласту. Скорость выщелачивания тем больше, чем дальше от насыщения находится раствор.

Подземное выщелачивание рудоносного пласта включает две стадии: химическую подготовку (насыщение раствором) и собственно выщелачивание (отмывка растворимых солей). При закислении пласта (насыщение его раствором) следует подавать в закачные скважины реагент с большей концентрацией, чем при последующей его отмывке.

Коэффициент фильтрации химического растворителя, например, для растворов  $H_2SO_4$ ,  $Na_2CO_3$ , и скорость фильтрации в процессе подземного выщелачивания рудного пласта сначала уменьшаются, а затем стабилизируются во времени и даже становятся способными несколько увеличиваться в зависимости от условий (см. рис. 10).

Максимальное изменение коэффициента фильтрации наблюдается в начальный период выщелачивания, т. е. в момент насыщения (закисления) пласта реагентом, когда интенсивно идут химические реакции с рудой, в частности происходит выделение газов.

По мере продвижения раствора происходит частичное растворение газов ( $CO_2$ ,  $SO_2$ ,  $H_2S$  и др.) и вынос их из пласта. При этом коэффициент фильтрации начинает постепенно повышаться.

Общее снижение проницаемости слоя руды может произойти в результате образования нерастворимых химических осадков, частично заполняющих поровое пространство, гидратации глинистых частиц (набухание) и изменения кинематической вязкости раствора. Среднее значение коэффициента фильтрации, соответствующее зоне конца выщелачивания, может составлять до 60% исходной величины для пластовой воды. В связи с этим различают обра-

тимую и необратимую коагуляцию, изменяющие значение коэффициента фильтрации. Для таких кислотных растворителей, как  $\text{HCl}$ ,  $\text{HNO}_3$ , уменьшения  $k_{\phi}$  может и не быть,

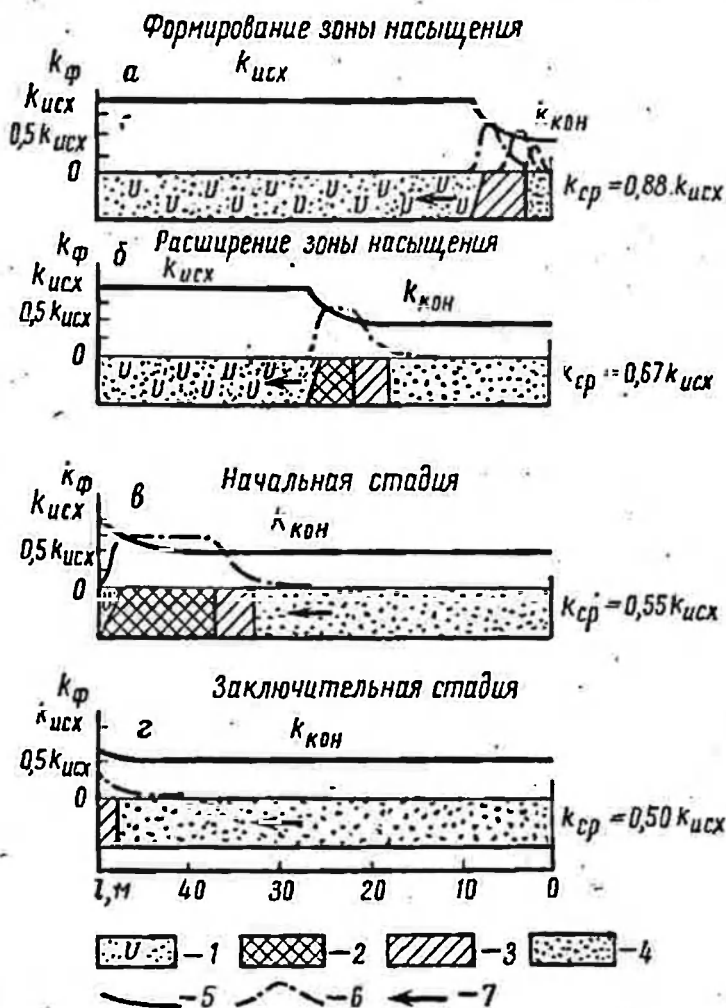


Рис. 12. Изменение коэффициента фильтрации пласта в процессе выщелачивания урана:

а, б—закисление пласта и перевод урана из руды в раствор; в, г—откачка раствора с ураном на поверхность; 1—невывелоченная зона; 2—зона насыщенного ураном раствора; 3—зона активного выщелачивания; 4—выщелоченная зона; 5—кривая изменения коэффициента фильтрации; 6—содержание урана в растворе; 7—направления движения раствора.

так как при взаимодействии с рудой образуются растворимые соли с хорошо мигрирующими ионами  $\text{Cl}^-$ ,  $\text{NO}_3^-$ . Поэтому в каждом конкретном случае  $k_{\phi \text{пл}}$  химического раствора следует определять экспериментально.

На рис. 12 приведена примерная схема изменения среднего коэффициента фильтрации пласта (для частного случая — раствор серной кислоты).

Как видно из рисунка, при гидрогеологических расчетах, связанных с определением движения химического реагента в рудном пласте, следует учитывать изменение среднего коэффициента фильтрации во времени по соотношению

$$k_{исх} \geq k_{ср} \geq k_{кон}$$

где  $k_{исх}$  — коэффициент фильтрации пласта до начала выщелачивания;  $k_{кон}$  — то же после его завершения.

При расчетах, относящихся к заключительному периоду выщелачивания, т. е. когда раствор уже дошел до дренажа можно принимать  $k_{ср} \geq 0,5 k_{исх}$ .

Для интенсификации массопередачи урана при выщелачивании рудного пласта существенное значение имеет повышение скорости фильтрации раствора. Для определенного растворителя изменение скорости достигается только изменением гидравлического уклона  $I$ , но не превышением критической величины  $I_{кр}$ , при которой начинается движение частиц грунта. Эта критическая величина определяется [30] по формуле

$$I_{кр} = I - \Pi_{эфф} (d - 1),$$

где  $\Pi_{эфф}$  — открытая пористость, доли единицы;  $d$  — плотность частиц.

### Х Диффузионное выщелачивание

Диффузионное выщелачивание наблюдается при извлечении урана в подземных условиях из глинистых пластов.

Из-за ничтожно малой величины коэффициента фильтрации (около  $10^{-8}$  см/сек) выщелачивание происходит только при условии взаимной диффузии растворителя и раствора внутри пор и капилляров. Скорость диффузионного массопереноса веществ зависит от влажности глины, природы катиона и аниона, слагающих растворитель, характера взаимодействия растворителя с отдельными составляющими глины [31—33].

На рис. 13 показана динамика выщелачивания урана из глинистого рудного слоя, на рис. 14 — та же зависимость для рудного монолита глины.

Зависимость в основном линейная, характерная для уравнений нулевого порядка. Отклонение от линейной зависимости наступает лишь в конце процесса, что объясняется

распространением выщелачивания в микропоры и микрокапилляры, где подвижность ионов ничтожно мала.

Содержание урана в продукционных растворах при диффузионном выщелачивании теоретически не может быть выше его концентрации в поровом растворе. Практически оно определяется растворимостью и устойчивостью образующегося уранового комплекса. Из-за большой влажности глинистого пласта (до 40%) содержание урана в растворах всегда меньше, чем в растворах, полученных при фильтрационном выщелачивании.

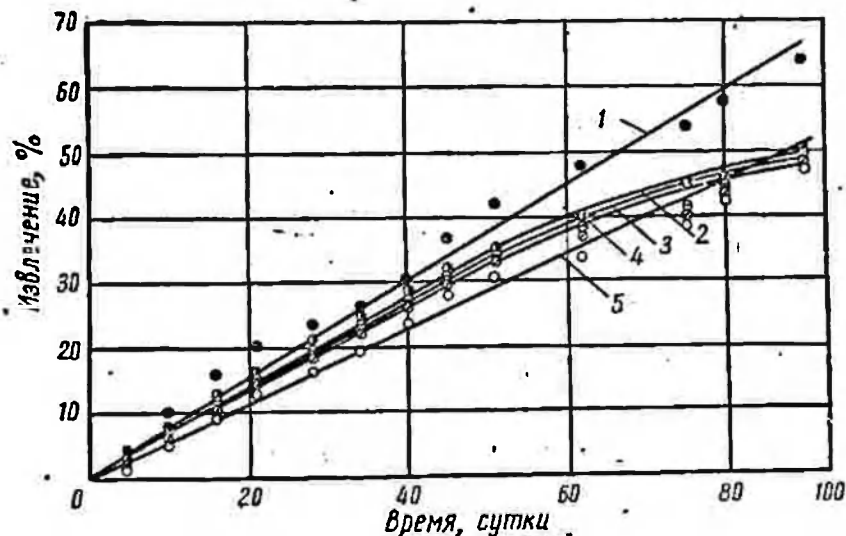


Рис. 13. Динамика выщелачивания урана из глинистого рудного слоя:

1 — раствор  $\text{HCl}$  — 15 г/л; 2 — раствор  $\text{H}_2\text{SO}_4$  — 5 г/л; 3 — раствор  $\text{Mg}(\text{HCO}_3)_2$  — 1 г/л; 4 — раствор  $\text{Mg}(\text{HCO}_3)_2$  — 1 г/л и  $\text{KMnO}_4$  — 1 г/л; 5 — раствор  $\text{H}_2\text{SO}_4$  — 20 г/л.

Проникновение (миграция) урана в подстилающие нерудные глинистые пласты протекает примерно с такой же кинетикой, как и при выщелачивании урана из глин, но с обратным знаком. В самом деле, как только концентрация урана в поровом растворе подстилающей нерудной глины в результате миграции начинает превышать его содержание в фильтрующем потоке, появляется обратный процесс выщелачивания.

Появление определенной концентрации урана в поровом растворе нерудной глины является своеобразным экраном, препятствующим дальнейшей его миграции. Некоторые потери урана могут иметь место, если скорость распространения реагента в нерудном пласте существенно опережает

процесс диффузии урана в нем, или если в результате длительного контакта урансодержащего раствора с минералами глины происходят вторичные реакции и необратимое раз

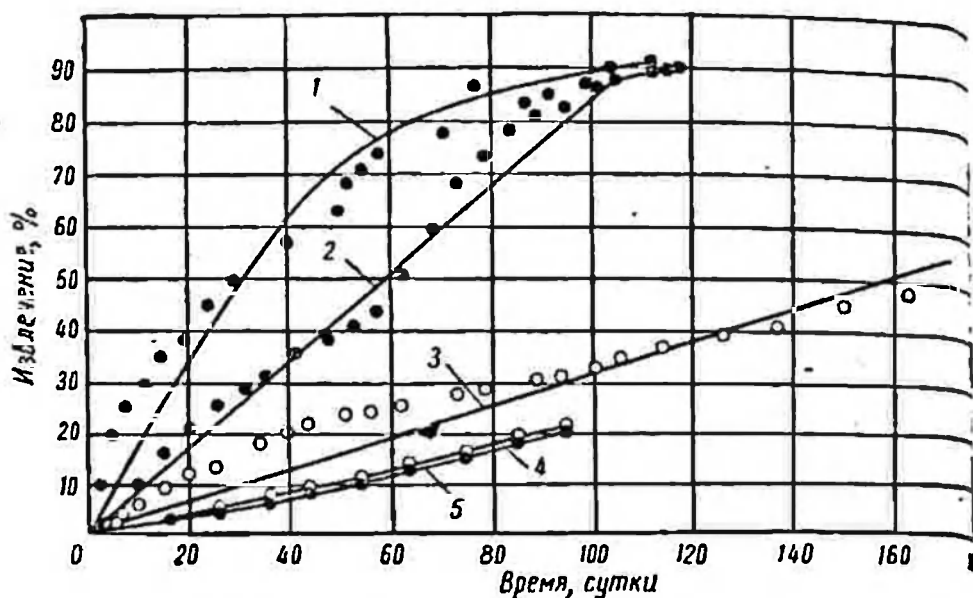


Рис. 14. Динамика выщелачивания урана из рудного монолита глины: 1 — раствор  $\text{HCl}$  — 10 г/л; 2 — раствор  $\text{H}_2\text{SO}_4$  — 10 г/л; 3—5 — растворы  $\text{H}_2\text{SO}_4$  — 5 г/л.

рушение растворимого уранового комплекса. Величина этих потерь незначительна, так как коэффициенты диффузии ионов в глинах очень небольшие [32, 34].

### Некоторые выводы, вытекающие из рассмотрения кинетики подземного выщелачивания руды в пластовых условиях

Подземное выщелачивание руды в пластовых условиях — процесс экстенсивный, и общая длительность его определяется характером выщелачивания.

При фильтрационном выщелачивании с преобладанием коинктивной диффузии продолжительность процесса ничем не отличается от обычного перколяционного процесса. Все физико-химические закономерности перколяционного метода справедливы и для подземного выщелачивания.

Выщелачивание глинистых пластов протекает очень медленно и в практических условиях длится несколько лет. Подземное выщелачивание в пластовых условиях лучше

всего протекает в проницаемом водоносном рудном пласте. Метод химической добычи не подходит для выщелачивания фосфатных руд, упорных руд, требующих нагревания раствора, и значительно осложняется в условиях рудных пластов, в которых отсутствует водоносный горизонт.

Метод подземного выщелачивания требует больших масштабов производства с вовлечением в единовременную обработку значительных количеств руды. Потери растворителя и товарного урана в этой технологии не превышают обычных потерь в стандартном гидрометаллургическом процессе.

Основное условие успешного протекания процесса — правильный выбор растворителя урановой минерализации, который должен обеспечивать высокое извлечение урана наряду с хорошей фильтруемостью химических растворов на всем протяжении рудного пласта и в течение всего периода выщелачивания.

Преимущества метода наиболее ярко выявляются при отработке бедных руд и локальных залежей с относительно малыми запасами урана.

#### 4. МЕХАНИЗМ И КИНЕТИКА ИОННОГО ОБМЕНА

Подземное выщелачивание в большинстве случаев сочетается с сорбционной переработкой получаемых растворов. Для этой цели применяют синтетические иониты [20].

Ионный обмен имеет некоторое сходство с адсорбцией. При ионном обмене, как и при адсорбции, твердое тело поглощает растворенное вещество. Характерное различие между этими явлениями состоит в следующем.

Ионный обмен — это стехиометрическое замещение: в обмен на каждый эквивалент одного иона, поглощенного из раствора, ионит отдает в раствор один эквивалент другого иона с зарядом того же знака. Это является следствием условия электронейтральности. При адсорбции адсорбент поглощает растворенное вещество (электролит или неэлектролит), не отдавая в раствор никакого другого вещества. Подобно адсорбции ионный обмен — обратимый процесс. Успешное протекание его зависит от многих факторов, главные из них: свойства ионообменных смол, свойства обменивающихся ионов, свойства и состав растворов, условия и среда происходящего процесса и т. д.

Процесс обмена ионов между ионитом и раствором электролита обуславливается диффузией ионов из раствора

внутри ионита и из ионита в раствор, т. е. этот процесс управляется законами диффузии.

Ионит в молекулярном смысле является гетерогенной системой, состоящей из вещества и жидкости в порах. Диффузия происходит в порах и зависит от их геометрии.

Общая скорость процесса ионного обмена определяется взаимодействием ионов А и В внутри зерна ионита (гелевая кинетика), а также взаимодействием ионов А и В в диффузионном перстовском слое (пленочная кинетика), прилегающем к зерну, т. е. взаимодиффузией в так называемой «пленке», которая не разрушается при перемешивании или протекании раствора. На практике встречается каждый из указанных случаев.

Скорость обмена ионов определяется наиболее медленным процессом.

По данным Ф. Гельфериха [20], при гелевой кинетике относительная скорость обмена пропорциональна коэффициенту диффузии в ионите и обратно пропорциональна квадрату радиуса зерна. Абсолютная скорость, кроме того, пропорциональна емкости и количеству ионита.

При пленочной кинетике относительная скорость обмена пропорциональна коэффициенту диффузии в водной фазе и концентрации раствора и обратно пропорциональна радиусу зерна, толщине пленки и (приблизительно) концентрации фиксированных ионов. Абсолютная скорость также пропорциональна количеству ионов в ионите.

Общую эффективность процесса определяют емкостью ионита, под которой понимают количественную меру его способности поглощать противоионы.

Различают весовую емкость, если она отнесена к единице веса ионообменного материала, и объемную, если она отнесена к единице объема набухшего или сухого ионита (в последнем случае ее выражают в единицах мг-экв/л или г-экв/м<sup>3</sup> набухшего ионита).

Емкость ионита зависит от величины рН раствора, его концентрации, типа противоионов, величины зерна и пр.

Таким образом, сущность механизма и кинетики ионного обмена заключается в следующем:

1) ионный обмен представляет собой взаимодиффузию противоионов;

2) стадией, определяющей скорость обмена, является взаимодиффузия противоионов или внутри ионита, или через стабильную пленку раствора вокруг зерна ионита;

3) при обмене различных ионов диффузионный процесс создает электрическое поле, которое воздействует на ионы.

Применение ионного обмена для переработки растворов от подземного выщелачивания позволяет осуществлять комплексное их использование с попутным извлечением таких элементов, как редкие земли, германий, селен и др.

## Глава 3

### ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНА ИЗ СКАЛЬНЫХ (МАССИВНЫХ) ПОРОД

#### 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА

Процесс подземного выщелачивания урана состоит из следующих операций [4, 35]:

- 1) отбойка и подготовка руды к выщелачиванию;
- 2) оборудование блока;
- 3) выщелачивание урана из руды, замагазинированной в блоке химическим реагентом;
- 4) извлечение металла из продукционных растворов;
- 5) доукрепление маточников реагентом и возврат их на орошение руды в блоках.

На рис. 15 приведена принципиальная технологическая схема, а на рис. 16 — схема цепи аппаратов такого процесса.

Сущность технологии заключается в выщелачивании химическим реагентом крупнокусковой руды забойной крупности, замагазинированной в подземные блоки. Переход урана в растворимую форму осуществляют путем орошения блока с рудой растворителем при обычной температуре забоя (10 ÷ 12° С). В качестве растворителя применяют в основном раствор серной кислоты.

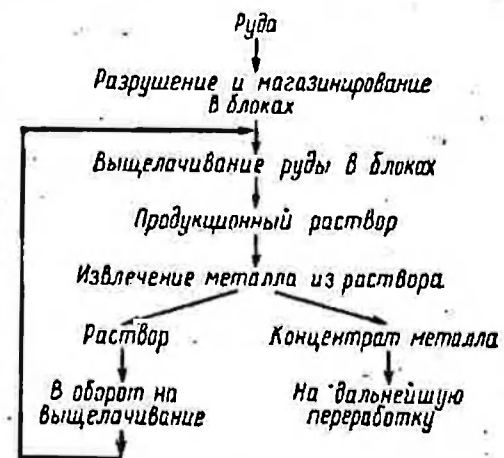


Рис. 15. Принципиальная технологическая схема подземного выщелачивания.

По сравнению с обычным горнотехнологическим комплексом обработки рудных залежей в методе подземного выщелачивания исключаются дорогостоящие операции: выемка руды, ее дополнительного дробления и измельчения, хранение рудных хвостов. Поэтому стало возможным использовать бедные руды, специальная добыча которых с дальнейшей переработкой на гидрометаллургическом заводе или путем выщелачивания в кучах и траншеях была нерентабельна.

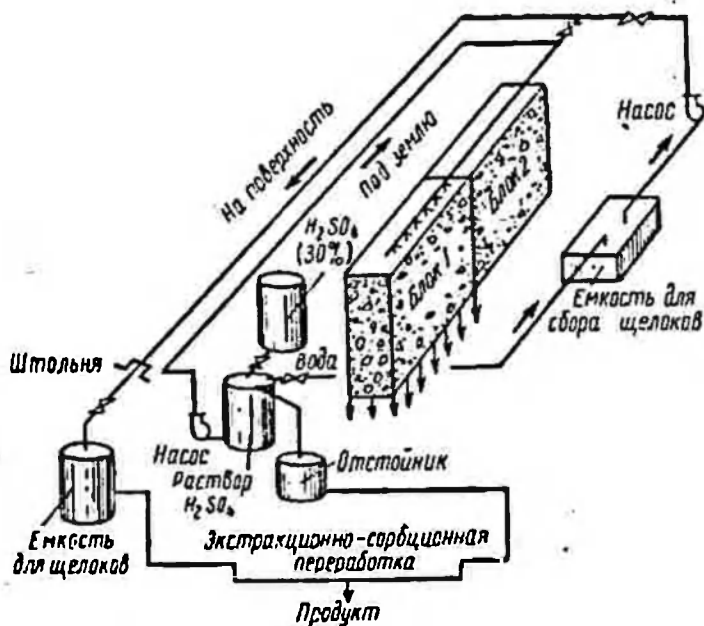


Рис. 16. Схема цепи аппаратов.

В связи с этим представляет интерес опубликованное в 1968 г. исследование [35] процесса подземного выщелачивания урана из бедных руд. Исследование сначала проводили на специальных моделях, позволяющих имитировать условия подземного выщелачивания. Полученные данные проверяли в опытных подземных блоках с количеством руды 1700—11 000 т. В ходе работ уделялось внимание выбору подходящего реагента, изучалась кинетика процесса и возможность миграции радиоактивных элементов во внешнюю среду. В результате были разработаны схема и режим процесса.

Извлечение урана в подземных условиях требует определенного комплекса обычных подготовительных горных работ, которые состоят из нескольких операций [1, 35—37].



## 2. РАЗРУШЕНИЕ РУДНОГО МАССИВА И ПОДГОТОВКА РУДЫ К ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ

Разрушение рудного массива может осуществляться двумя системами разработок: системой с магазинированием, с отбойкой руды в очистном пространстве глубокими скважинами диаметром 57 мм,  $l = 5-10$  м и системой принудительного этажного обрушения руды глубокими скважинами диаметром 100 мм на зажатую среду.

Выбор системы разрушения зависит от морфологии месторождения, мощности рудных тел и элементов залегания.

Для разрушения основной массы руды в блоке производят следующие работы: выемку монтажного слоя; подрезку днища блока для создания гидроизоляционного слоя; гидроизоляцию днища блока; отбойку компенсационной щели, а также отбойку породной подушки на гидроизоляционный слой мелкошпуровым способом или создание ее путем размещения горной массы, полученной при проходке монтажного слоя и компенсационной щели.

Отбойка монтажного слоя производится как мелкошпуровым способом, так и глубокими скважинами. В первом случае проходку осуществляют до отбойки основных запасов блока, во втором случае — одновременно с отбойкой запасов блока.

Подрезку днища блока для гидроизоляционного (подсечного) слоя и породной подушки осуществляют мелкошпуровым методом. Выемку монтажного и гидроизоляционного слоев можно производить одновременно.

Компенсационные щели образуют, взрывая глубокие скважины, при этом в первую очередь взрывают скважины для проходки отрезного восстающего (рис. 17 и 18).

Компенсационным пространством могут служить (в рудниках, осуществлявших механическую добычу руды) и ранее образованные пустоты при добыче балансовой руды.

При отбойке руды в зависимости от условий расположение скважин может быть параллельное, веерное или комбинированное. При параллельном расположении скважин достигается равномерное дробление руды на всю высоту блока.

Время подготовки блоков к выщелачиванию зависит от размера блока и местных условий. Блоки с закладкой подготавливаются значительно быстрее.

Высота блока зависит от контуров рудного тела. Количество руды, подготавливаемой для выщелачивания, опре-

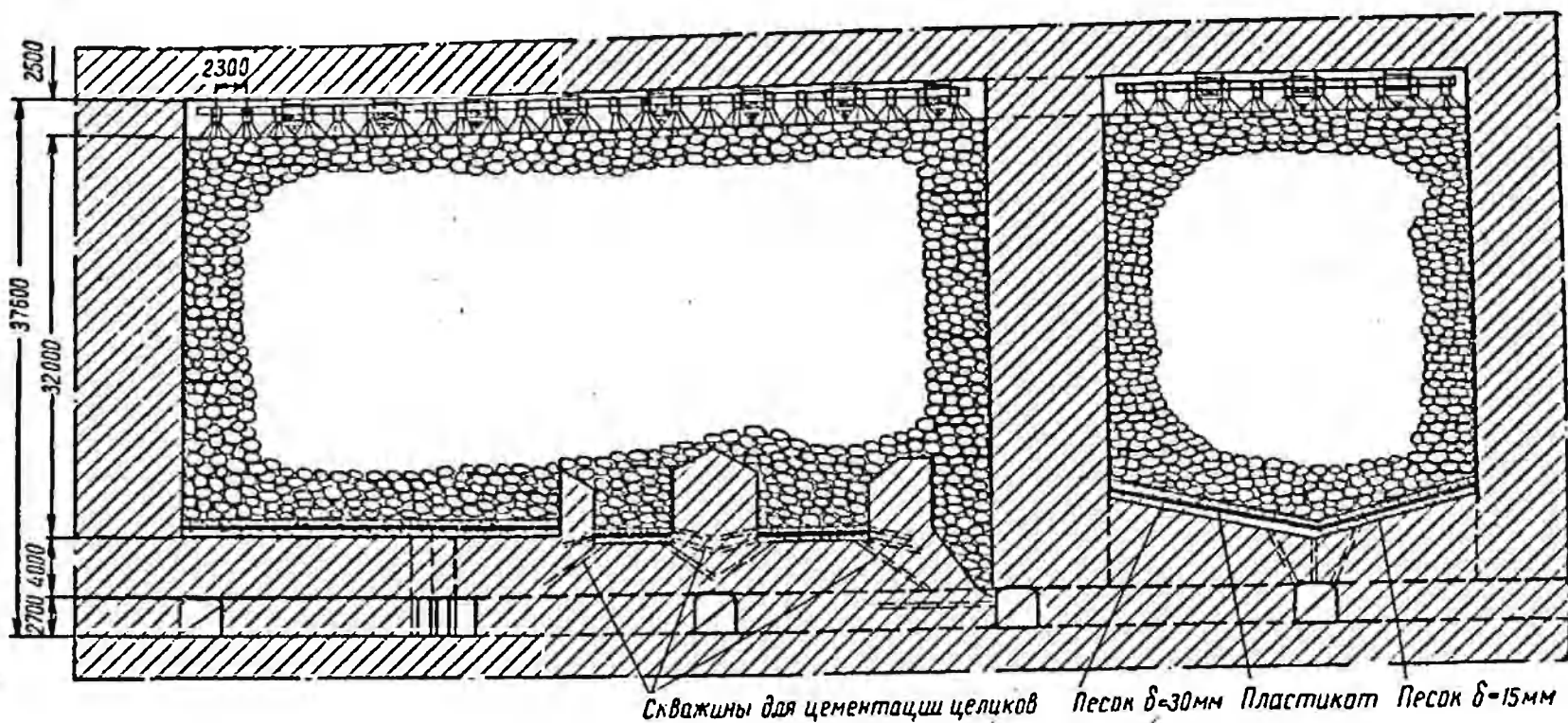


Рис. 17. Схема блока.

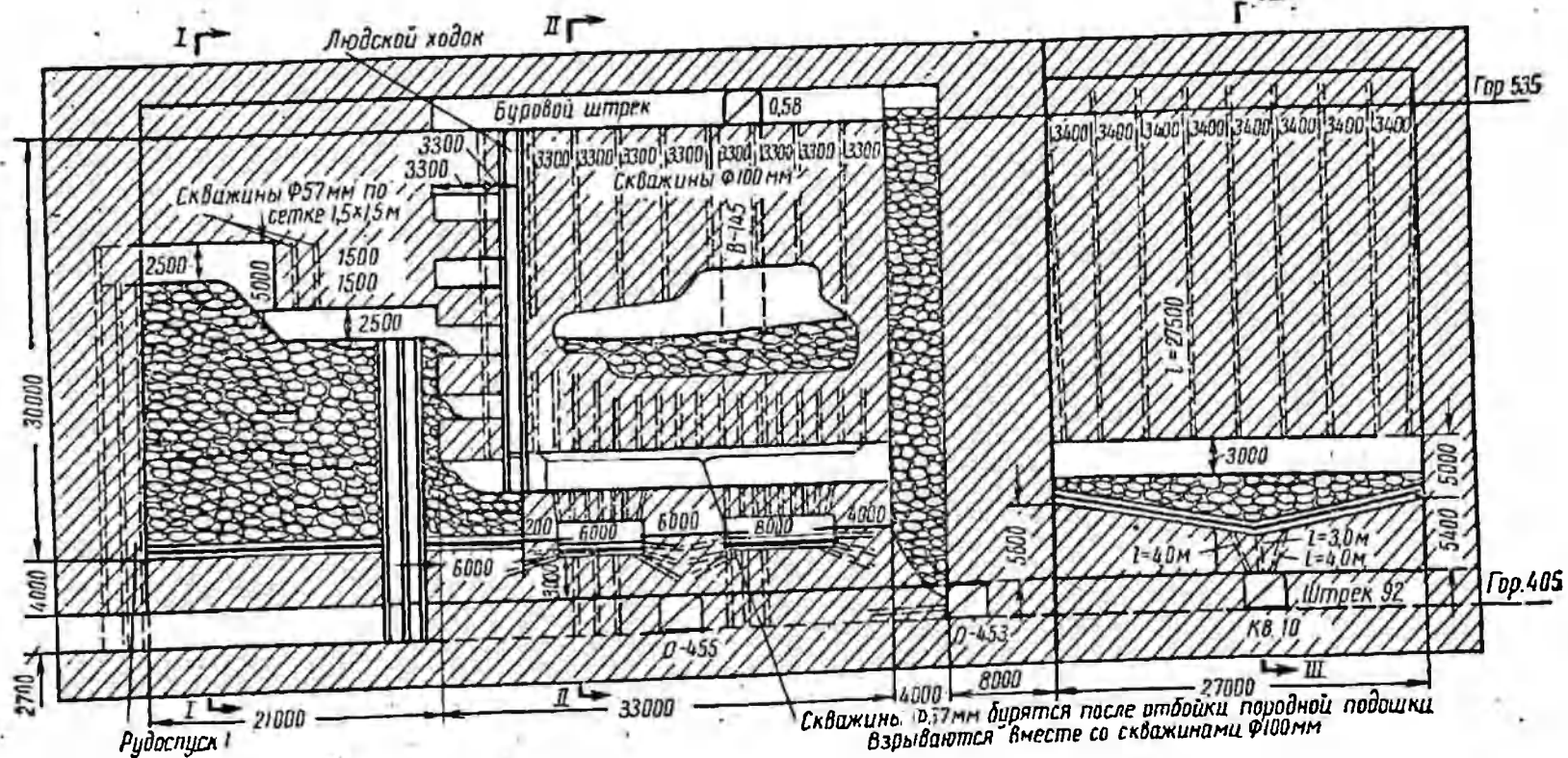


Рис. 18. Отбойка руды в блоке.

деляют расчетным путем, исходя из планового задания, содержания урана в руде, степени его извлечения в раствор и длительности процесса выщелачивания.

Время, необходимое на подготовку блока и его выщелачивание, колеблется в широких пределах в зависимости от объема подготавливаемого блока и не отличается от времени отработки обычными методами горных работ.

При взрывных работах в качестве взрывчатого вещества обычно применяют аммонал ВА-8. Зарядку скважин производят вручную, свинчивающимися забойниками, изготовленными из полихлорвиниловых труб, или зарядной машиной.

В целях уменьшения объемов руды, выдаваемой на поверхность из блока, при отбойке следует стремиться к достижению наименьшего коэффициента разрыхления.

При использовании наиболее эффективной системы отбойки горной массы и более производительного оборудования можно снизить количество руды, выдаваемой на поверхность, до 15%. Гранулометрический состав отбиваемой руды определяется технологическими показателями процесса и его экономикой.

Применение подземного выщелачивания улучшает условия труда горняков и повышает безопасность ведения горных работ. При отбойке руды в блоках забойщики не находятся под кровлей, нарушаемой ежесменными взрывами, что имеет место при обычных традиционных системах разработок. Работа на станках глубокого бурения позволяет подготовить безопасное рабочее место на срок обурирования всего блока.

Основная масса разрушенной руды (до 85—90%) остается в блоках для ее выщелачивания, что устраняет трудоемкие работы по погрузке и транспортировке руды, связанные с пылеобразованием и порождающие профзаболевания.

### 3. ОБОРУДОВАНИЕ БЛОКА

Оборудование блока заключается в монтаже системы орошения руды, сборников урансодержащих растворов и гидроизоляции днища блока (рис. 19). Гидроизоляцию днища блока производят с целью предотвратить потери урансодержащих растворов при выщелачивании.

В качестве сборника урансодержащих растворов можно использовать выработку, пройденную под орошаемыми блоками. Подошву выработок при этом покрывают гидро-

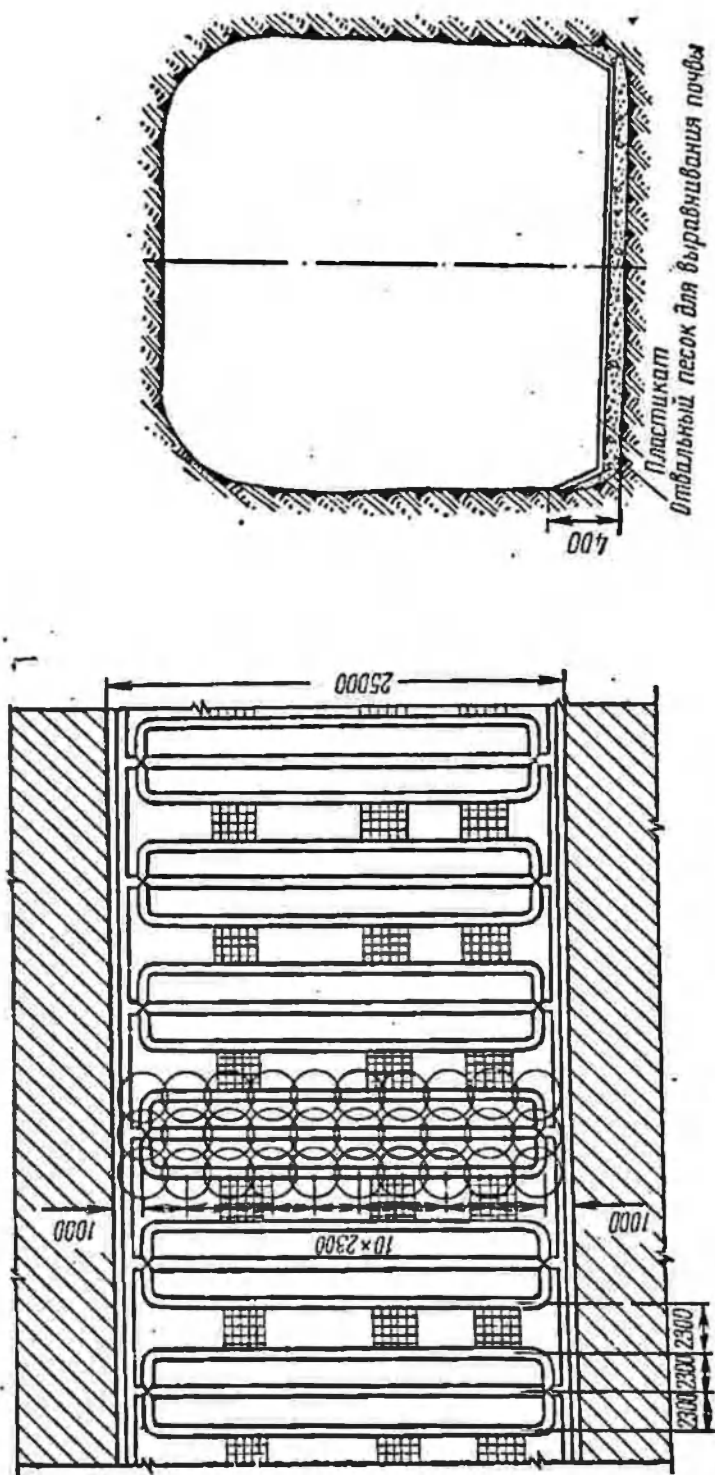


Рис. 19. Оборудование блока:  
 слева — размещение форсунок; справа — гидронизация выработок.

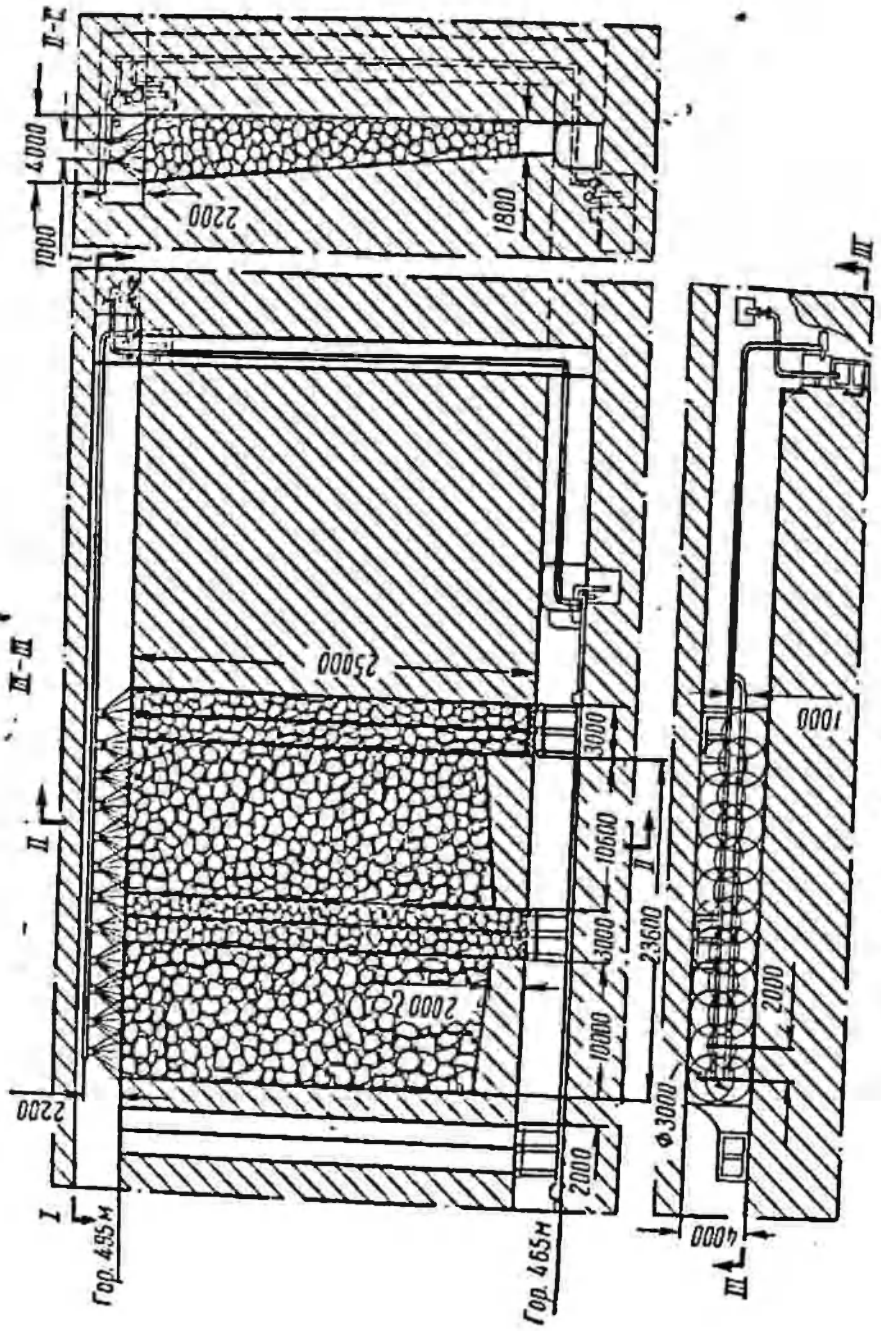


FIG. 20. Чашеобразная печь с котлом

изоляционным слоем (бетоном или пластиком). В конце выработки делают зумпф, куда собирается раствор, который по трубопроводу направляется в центральный зумпф.

Система орошения состоит из насосов, трубопроводов и набора форсунок, расположенных на коллекторе над поверхностью блока (рис. 20). Управление насосом производится дистанционно с пульта, находящегося в отдельном помещении на поверхности.

#### 4. ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНА ИЗ РУДЫ, ✓ ЗАМАГАЗИНИРОВАННОЙ В БЛОКАХ

Для выщелачивания урана из руды (некарбонатной) наиболее подходящим реагентом является разбавленный раствор серной кислоты той или иной концентрации. Делались попытки использовать для этой цели карбонатные и бикарбонатные растворители, однако они оказались менее эффективными, чем серная кислота [6].

Не исключено, что карбонатные и бикарбонатные растворители найдут применение при подземном выщелачивании высококарбонатных руд.

Раствор серной кислоты для выщелачивания готовят на дневной поверхности до заданной концентрации и затем насосом подают в подземный блок на орошение руды. Перевод урана в раствор производится по методу капиллярного выщелачивания, характерной особенностью которого является смачивание руды тонкой пленкой без сплошного заполнения растворителем промежутков между кусками рудного материала [38]. Орошение производится периодически.

Длительность непрерывного выщелачивания руды и выстаивания ее без орошения в основном зависит от вещественного состава руды и макро- и микропористости.

Чередование периодов орошения руды в блоке раствором серной кислоты с периодами ее выстаивания без орошения создает благоприятные условия для окислительного процесса и повышает концентрацию урана в продукционных растворах.

Через 60—70 суток после начала выщелачивания в случае необходимости производится встряхивание руды в блоке с помощью небольшого локального взрыва, или путем выпуска небольшой части руды через специальную дучку, чтобы нарушить образовавшиеся каналы и обеспечить лучший контакт растворителя с поверхностью руды. Концентрация

урана в продукционном растворе после такого встряхивания повышается.

Орошающий сернокислый раствор, пройдя через всю толщу руды, выщелачивает уран и самотеком по гидронелированному штреку поступает в сборник; затем раствор подается насосами на поверхность для дальнейшей переработки.

Скорость продвижения растворов в блоке зависит от гранулометрической характеристики руды, ее вещественного состава и принятого режима орошения.

Концентрация урана в продукционном растворе зависит от исходного содержания его в руде, высоты блока и применяемого растворителя. Она может колебаться в широких пределах в зависимости от стадии (по времени) выщелачивания.

Общую длительность выщелачивания руды в блоке определяют по местным условиям в зависимости от экономики процесса и затрат на поддержание выработок в рабочем состоянии.

При подземном выщелачивании расход реагентов не превышает установленных нормативов для обычного гидрометаллургического процесса, а извлечение урана в раствор колеблется в приемлемых пределах в зависимости от качества перерабатываемых руд.

Извлечение урана из рудного материала разной крупности протекает с различной интенсивностью и полнотой. Наиболее полно выщелачиваются рудные классы крупностью  $(-50 + 25)$  мм и  $-25$  мм. Из более крупных фракций  $(-200 + 100)$  мм и  $(-100 + 50)$  мм уран извлекается медленно и менее полно. Такое различие в интенсивности процесса объясняется тем, что рудные фракции имеют различную эффективную пористость и разную поверхность контакта с растворителем. Так, при разрушении массива гранит-порфира с крепостью по шкале Протоdjяконова 12—15 фракция  $(-50 + 25)$  мм имеет эффективную пористость кусков 2,2—2,5%, в то время как для фракции  $-200$  мм она составляет лишь 0,9%. Извлечение урана из этих фракций различается между собой в несколько раз.

Уран выщелачивается неравномерно по толщине рудного куска. Зона продвижения реагента с приемлемой скоростью распространяется лишь на глубину до 60 мм. Для улучшения технологических показателей производят разрушение рудного массива до крупности не более  $-100$  мм.

Оптимальная степень дробления в каждом случае определяется экономикой процесса в целом (разрушение массива, выщелачивание руды, переработка растворов) и зависит от содержания урана в руде от ее физико-механических свойств.

По описанному методу подземного выщелачивания в настоящее время на одном из рудников СССР [4, 35] производят промышленную отработку бедных урановых руд. На этом руднике перерабатываются забалансовые руды, в которых урановое оруденение приурочено к интрузивному массиву гранит-порфира.

Физические свойства руды и породы характеризуются следующими данными:

Объемный вес руды (сухой) . . . . .	2,2 т/м <sup>3</sup>
Удельный вес руды . . . . .	2,6 т/м <sup>3</sup>
Влажность . . . . .	8,5%
Коэффициент крепости по шкале Протоdjяконова:	
Гранит-порфиры массивные . . . . .	12—15
Гранит-порфиры зон дробления . . . . .	8—10
Мергели, аргиллиты и песчаники . . . . .	2—6
Коэффициент рудоносности . . . . .	0,25—1,0
Мощность рудного тела бедных руд . . . . .	до 20 м
Распределение урана крайне неравномерное.	

По вещественному составу выщелачиваемая руда состоит из кварца и полевого шпата — 66,5%, карбонатов — 1%, глинистых минералов — 6,0%, сульфидов — десятые доли процента.

Подземное выщелачивание забалансовых руд началось после того, как на руднике были выработаны балансовые руды и он подлежал закрытию, несмотря на то, что в недрах еще оставались большие запасы урана в бедных рудах [4]. На рис. 21 показаны контуры залегания выработанных кондиционных руд и оставленных бедных руд. Балансовые руды окружены ореолом забалансовых, что встречается довольно часто на урановых месторождениях [1].

Оставлять эти руды в недрах было недопустимо, так как после закрытия рудника они практически потерялись бы навсегда. С другой стороны, на руднике пройдены выработки, проведен необходимый комплекс горных работ, построены надшахтные сооружения, проведены дороги, построен жилой массив, имеется поблизости гидрометаллургический завод и т. д.

Высокопроизводительные системы ведения горных работ дали возможность сооружать подземные блоки высотой

от 30 до 60 м с количеством руды в них до 100 000 т и более в каждом [35].

В результате буровзрывных работ на выщелачиваемых поступает руда забойной крупности с приемлемой granulometric характеристикой, в которой выход класса  $-200 + 100$  мм снижен до 20% и менее.

Во Франции на руднике Бружо был успешно проведен опыт по выщелачиванию забалансовой руды [39] в количестве 1200 т в специальном подземном блоке.

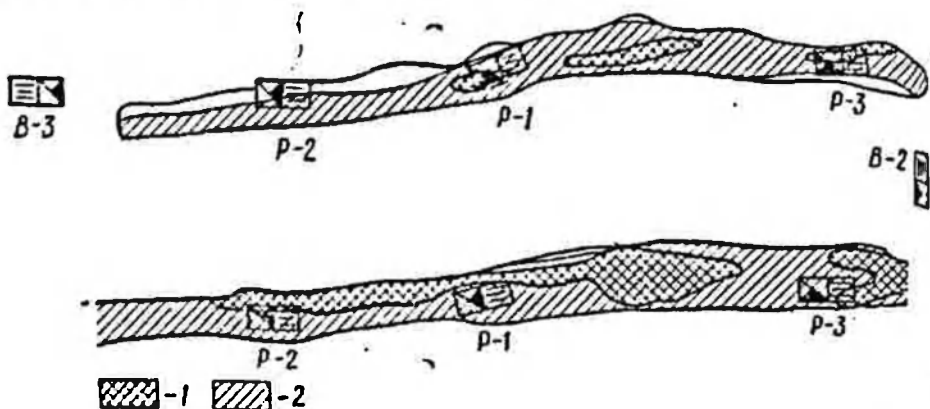


Рис. 21. Контур залегания балансовых и забалансовых руд: 1 — контур балансовых руд; 2 — контур забалансовых руд; *p* — рудососты; *B* — восстающий.

Выщелачиванию подвергалась руда, представленная гранит-пегматитондом, пропитанным урановой чернью с дельными вкраплениями смолки и небольших жил кальция.

На рис. 22 показан разрез подземного блока, в котором отбитая руда выщелачивалась раствором серной кислоты. Вверху блок был подсечен с образованием магазина высотой 13 м и одного штрека для устройства системы орошения. Руду отбивали размером 350 мм. Содержание в шихте фракции 50 мм было около 20%.

Оставленный целик (основание магазина) толщиной 4,5 м разбуривали на 145 отверстий диаметром 32 мм на расстоянии 0,7 м друг от друга. По этим отверстиям раствор из рудного магазина поступал в сборный бассейн. Выщелачиваемая руда содержала в среднем 0,021% урана. Для сбора и циркуляции раствора нижний штрек под магазином был перегорожен стенкой из бетона, в результате чего образовалась емкость объемом 100 м<sup>3</sup>. Раствор, просачивающийся через руду, собирали в этой емкости и затем, в зависимости от содержания урана, направляли в об-



пот после доукрепления кислотой или выдавали на поверхность как производный раствор.

Орошение руды осуществляли периодически. Плотность орошения поддерживали на уровне  $1,3 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Концентрация серной кислоты была  $10 \text{ г/л}$ . Путем циркуляции выщелачивающий раствор серной кислоты насыщался по урану до концентрации  $1,14 \text{ г/л}$ , после чего он считался производным.

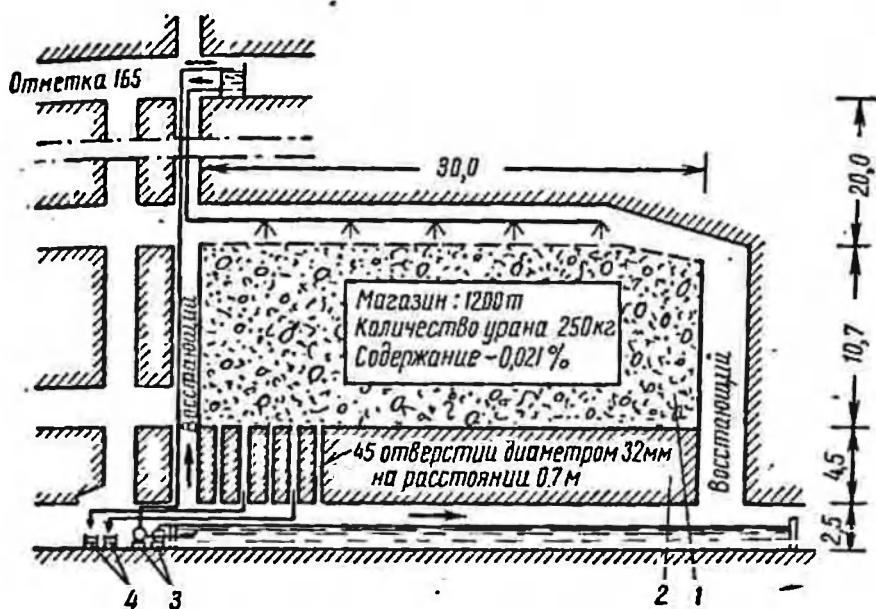


Рис. 22. Блок для выщелачивания на руднике Франции:  
1 — отбитая руда; 2 — целик; 3 — насосы; 4 — сборники.

ным. Общее время орошения 86 суток. Количество полученных растворов было  $2,12 \text{ м}^3$ , расход серной кислоты  $20 \text{ кг}$  на тонну руды.

На руднике Экарпьер [39] в течение последних трех лет было организовано промышленное производство урана путем подземного выщелачивания руд. Опыт промышленной эксплуатации показывает, что подземным выщелачиванием можно перерабатывать руды с содержанием урана на порядок меньшим, чем это требуется по экономическим соображениям в традиционном гидрометаллургическом методе переработки руды. Это позволяет значительно увеличить современные ресурсы урана.

Экономические данные показывают, что расходы на выемку руды и предварительное дробление составляют соответственно 50 и 20% общей стоимости металла, получаемого кучным выщелачиванием. При подземном выщелачивании эти расходы можно значительно сократить.

## V 5. ПЕРЕРАБОТКА ПОЛУЧАЕМЫХ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

Для переработки полученных растворов применяются стандартные процессы сорбции и экстракции или их сочетания [35, 40]. Эффективность этих процессов вполне удовлетворительная, так как приходится иметь дело с чистыми растворами (содержание твердых взвесей 100—150 мг/л).

Относительно богатые по урану растворы (0,5—1,0 г/л) могут перерабатываться методом экстракции, более бедные — только по методу сорбции. С помощью синтетических ионитов возможно экономично извлекать уран из сильно разбавленных растворов [40, 41].

Маточники после извлечения урана собираются в штапики, в которых они доукрепляются серной кислотой и возвращаются под землю для орошения руды в блоках.

Чтобы снизить потери экстрагента при экстракционном процессе и предупредить попадание его в подземный бассейн отработанные растворы подвергаются очистке от органических веществ.

Насыщенные иониты регенерируют стандартным путем на самом руднике, или их отвозят для регенерации ближайший гидрометаллургический завод.

## ✓ 6. КОНТРОЛЬ ПРОЦЕССА

Процесс подземного выщелачивания и переработки урансодержащих растворов контролируют по определенной схеме (табл. 5).

Контроль процесса

Таблица 1

Продукт	Определяемый компонент
Руда в блоке	Содержание урана, %; вес руды
Раствор после выщелачивания	Содержание урана, мг/л; кислотность, г/л; объем, м <sup>3</sup>
Маточник после экстракции (если такой процесс применяется)	Содержание урана, мг/л; кислотность, г/л; содержание органики, мг/л
Маточник после сорбции	Содержание урана, мг/л; кислотность, г/л;
Экстрагент (если применяется)	Содержание экстрагента, %
Резекстракт	Содержание урана, г/л; содержание экстрагента, г/л
Ионит насыщенный	Содержание урана, г/л; объем
Ионит после регенерации	Содержание урана, г/л; объем

Отбор проб продукционного раствора из блока, направляемого для дальнейшей переработки, производят автоматическими пробоотборниками. Объем одной пробы 2 л. Отбор товарных растворов и пробы производят вручную.

Для определения содержания урана в руде, подготавливаемой к выщелачиванию, отбирают геологические пробы на различных горизонтах блока в количестве не менее 60 шт. После геофизического промера и химического анализа этих проб производят подсчет запасов урана в блоке.

Управление технологическим процессом выщелачивания и переработки растворов и его регулирование осуществляют с помощью следующих средств автоматики.

1. Пуск и остановку оборудования и насосов производят с центрального щита.

2. Контроль за работой оборудования осуществляют по схеме центрального щита.

3. Замер количества раствора, передаваемого из подземных блоков на переработку, определение количества сернокислых растворов (маточки), возвращаемых на орошение руды, производят дифференциальными манометрами.

4. Замер распределения растворов по блокам и откачку растворов из каждого блока контролируют водомерами в кислотостойком исполнении.

5. Управление задвижками, расположенными на основных трубопроводах в подземных условиях, производят по схеме телеуправления с центрального пульта.

6. Все насосы технологической схемы блокируют по уровню и работают в автоматическом режиме.

7. Откачку растворов на поверхность осуществляют центральной насосной станцией, сооруженной в подземных условиях и работающей в автоматическом режиме.

Указанные мероприятия позволяют свести количество обслуживающего персонала до предельного минимума.

## ~~7~~ МИГРАЦИЯ РАСТВОРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

При подземном выщелачивании руды в блоках имеются потери рабочих растворов. Путем проведения дренажных работ на нижних горизонтах (установка зумпфов под орошаемыми блоками) и гидроизоляции днища блока потеря ураносодержащих растворов сводится к минимуму.

Наблюдения и специальные исследования показали, что небольшое количество радиоактивных элементов и хи-

мических веществ, мигрирующих с теряемыми растворами, быстро локализируются в результате реакций нейтрализации и сорбции, протекающих с вмещающими породами рудного массива. Поступление этих элементов в грунтовые воды не наблюдается. Кроме того, имеющиеся на рудниках установки по очистке шахтных вод достаточно надежно предотвращают попадание радиоактивных элементов в окружающую среду, сверх установленных нормативов [41].

Потери рабочих растворов за счет бокового растекания и капиллярных явлений практически незначительны, так как коэффициенты фильтрации скальных пород весьма малы: 0,002—0,004 м/сутки по простиранию и 0,002 м/сутки вкрест простирания.

Потери растворов могут быть, если имеется ярко выраженная природная трещиноватость в целиках горной породы, или если она образовалась в результате проведения буровзрывных работ. В таком случае рекомендуется проводить перед подготовкой блоков к выщелачиванию тампоны и заделку трещин цементом.

## У 8. ЭКОНОМИКА ПРОЦЕССА

Экономика процесса в первую очередь определяется уменьшением количества выполняемых дорогостоящих операций по сравнению с традиционным механическим методом добычи (табл. 6) [1, 4, 35].

Таблица 6

Операции, выполняемые при механическом и химическом способах добычи урана

Механический способ	Химический способ
1. Вскрытие месторождения	1. Вскрытие месторождения
2. Подготовка горизонтов и блоков	2. Подготовка горизонтов и блоков
3. Отбойка руды в блоках	3. Разрушение руды буровзрывными работами
4. Выдача руды из блока	4. Извлечение урана в раствор из замагазинированной руды отбойной крупности
5. Закладка образовавшихся пустот в результате добычи урановой руды	5. Сорбционное извлечение урана из раствора
6. Горизонтальная и вертикальная транспортировка руды под землей	6. Не требуется
7. Перевалка руды в бункеры и выгрузка руды из бункеров	

Механический способ	Химический способ
8. Транспортировка руды на химический завод	7. » »
9. Обогащение	8. » »
10. Дробление	9. » »
11. Гидрометаллургический процесс извлечения урана	10. » »
12. Транспортировка и складирование хвостов	11. » »
13. Транспортировка в отвал попутно добытых забалансовых руд	12. » »
14. Добыча закладочных материалов и транспортировка к месту закладки выработанного пространства	13. » »
	14. » »

Производительность труда горняков по сравнению с механическим способом добычи увеличивается в 3—5 раз [35]. Стоимость всех операций по переводу урана в раствор при подземном выщелачивании крупнокусковой руды с учетом достигаемого извлечения составляет около 20% общей стоимости добытого урана [4].

#### Глава 4:

### ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНА ИЗ РУД ОСАДОЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ПЛАСТОВЫХ УСЛОВИЯХ

#### 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА

Подземное выщелачивание урана из пластовых осадочных месторождений заключается в том, что в рудное тело, залегающее на той или иной глубине, через скважины, пробуренные с поверхности, вводят при обычной температуре химический реагент, способный переводить урановые минералы в растворимую форму. Растворитель проходит часть рудного пласта, и из других скважин, расположенных на определенном расстоянии друг от друга, на поверхность

откачивается теми или иными средствами ураносодержащий раствор. Первые скважины называются закачными или нагнетательными, вторые — откачными или разгрузочными (рис. 23).

По ряду признаков некоторые урановые залежи не только пригодны для осуществления такого процесса (см. гл. 1). К этим признакам относятся: проницаемость рудных пластов, сравнительно неглубокое их залегание.

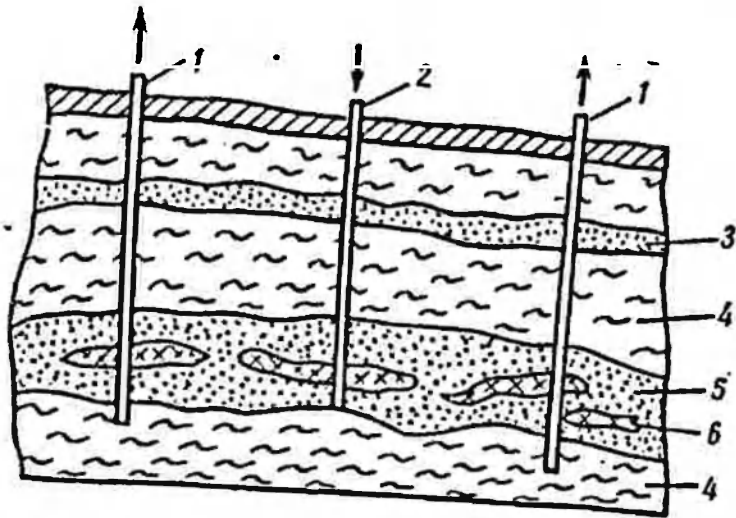


Рис. 23. Принципиальная схема процесса подземного выщелачивания урана из осадочных месторождений в пластовых условиях: 1 — откачные (разгрузочные) скважины; 2 — закачные (нагнетательные) скважины; 3 — песчаный водоносный горизонт; 4 — глины; 5 — водоносный горизонт, вмещающий рудные тела; 6 — рудные тела.

наличие локальных залежей и рудных тел, расположенных в трудных горногеологических условиях, когда их добыча приводит к большим затратам, возможность попутного использования низкосортных, забалансовых руд, которые в настоящее время оставляют в недрах, так как для них нет рентабельной технологии.

Осадочные месторождения, как правило, содержат окисленные урановые минералы, обуславливающие сравнительно легкий переход урана в растворимую форму. Довольно часто совмещаются рудоносный и водоносный горизонты, что облегчает продвижение реагентов по пласту. Наличие в этом случае практически непроницаемых глин под урановым пластом препятствует потерям растворенного урана

Технологическая схема процесса включает следующие операции:

1. Проведение предварительных геологических и гидрогеологических исследований.
2. Разбуривание выбранной залежи по определенной схеме.
3. Закачка растворов химического реагента и откачка ураносодержащих растворов.
4. Переработка продукционных растворов.
5. Доукрепление маточников и возврат их под землю на выщелачивание.

Схема выгодно отличается от схемы подземного выщелачивания скальных пород тем, что не требует проведения подготовительного комплекса горных работ, связанного с разрушением руды, проходкой выработок и пр.

При наличии горных выработок для извлечения урана из оставляемых бедных руд можно рекомендовать комбинированную схему, состоящую из дренажных штреков и нагнетательных скважин, закладываемых с поверхности или с выработок [2].

## 2. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Геологические и гидрогеологические исследования имеют целью определить пригодность рудной залежи к проведению процесса подземного выщелачивания. При этом выясняется характер рудовмещающих пород, их расположение и размеры, содержание урана и других минералов, детальная литология, проницаемость боковых пород и рудоносного пласта, пористость и пр. Эти данные являются также основанием для выбора растворителя и порядка подачи его к рудному пласту.

Указанные исследования большей частью проводятся геологическими партиями, ведущими разведку полезных ископаемых. Полученные результаты исследований требуются и для оценки пригодности месторождения общему горнотехнологическому комплексу добычи и переработки руды, а также для составления технико-экономического доклада.

В некоторых руководствах и монографиях [1, 10, 42, 43] описываются такие исследования. Надо отметить, что дополнительные данные, необходимые для уточнения геолого-гидрогеологической обстановки на выбранной залежи,

можно получить путем взятия кернов, проб из наблюдательных скважин и проведения пробных и опытных качек.

По полученным пробам определяют коэффициенты фильтрации, строят гидронизогипсы, корректируют запасы, уточняют дебиты, вещественный и химический составы руды вмещающих пород и пр.

### 3. РАЗБУРИВАНИЕ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ. ОБОРУДОВАНИЕ СКВАЖИН

На выбранной залежи бурение скважин можно производить по двум системам: линейной, когда скважины размещаются параллельными рядами, и кольцевой (ячейковой), когда в центре каждой шестиугольной (чаще всего) ячейки бурится одна откачная скважина, а по периферии закладываются закачные скважины (рис. 24) [3]. На рис. 25 показан общий вид залежи, на которой производится бурение скважин по линейной системе.

Выбор той или иной системы производится главным образом в зависимости от характера и формы залежи. Для осадочных месторождений, сложенных песчано-глинистыми породами, наиболее пригодна система с линейным расположением скважин. Применение кольцевых (ячейковых) систем выщелачивания должно ограничиваться месторождениями, рудные тела которых представлены скоплением мелких разобщенных залежей.

Обычно скважины бурят с поверхности, однако в некоторых случаях бурение может производиться и из подземных выработок.

Расстояния между скважинами выбирают в зависимости от времени, необходимого для насыщения пласта реагентом, и последующего периода выщелачивания урана, проницаемости рудного пласта, растворяющей способности применяемого реагента, вещественного и химического составов рудного пласта, его рельефа и пр. Для каждой рудной залежи расстояние между скважинами обычно проверяется расчетным путем по радиусу депрессионной воронки. При волнистой подошве рудного пласта скважины располагают друг от друга на меньших расстояниях.

Скважины бурятся с учетом движения грунтовых вод. Диаметр разгрузочных скважин, как правило, больше нагнетательных [3]. Это объясняется тем, что скважины большего диаметра вмещают больше раствора, поэтому возмож-

на непрерывная и более эффективная откачка из них. При большей площади сечения увеличивается приток раствора в скважину и сокращаются потери раствора из-за миграции.

Скважины большего диаметра бурить значительно дороже, и поэтому только небольшая часть скважин используется в качестве разгрузочных. Больше бурится нагнета-

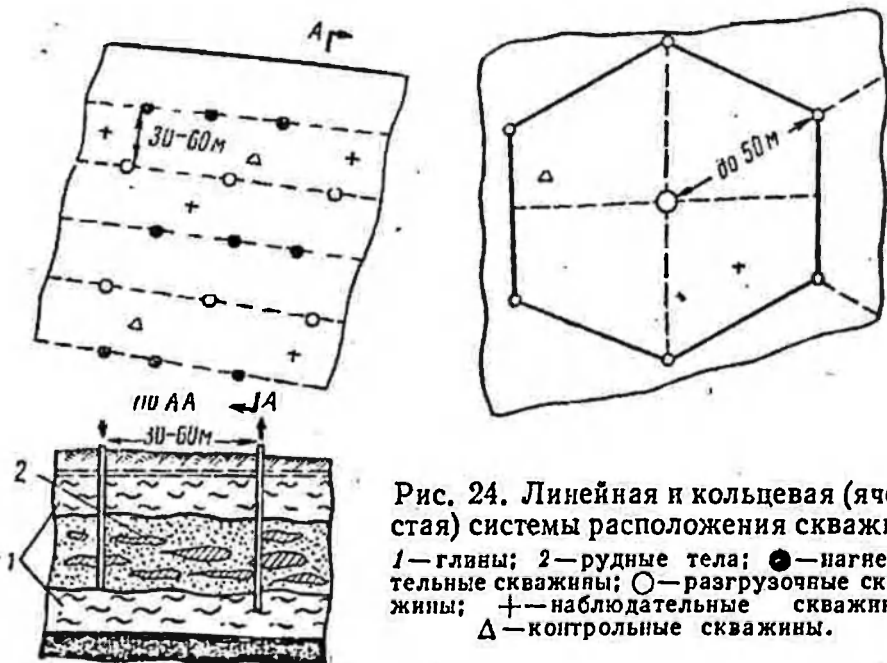


Рис. 24. Линейная и кольцевая (ячейчатая) системы расположения скважин: 1—глины; 2—рудные тела; ●—нагнетательные скважины; ○—разгрузочные скважины; +—наблюдательные скважины; Δ—контрольные скважины.

тельных скважин меньшего диаметра, причем иногда одному ряду разгрузочных скважин соответствуют два параллельных ряда нагнетательных скважин.

В некоторых случаях целесообразно иметь взаимозаменяемые скважины одного диаметра. Расположение их в ряду определяется геометрией рудного тела и профилем поверхности подстилающего водоупора.

В зависимости от местных условий в качестве нагнетательных скважин используют наблюдательные скважины, тогда их число по отношению к разгрузочным скважинам еще больше увеличивается.

При кольцевой системе бурения (см. рис. 24) центральные разгрузочные скважины выполняются большим диаметром (до 900 мм); причем каждая из них окружается нагнетательными скважинами диаметром от 31 до 62 мм, образуя таким образом на рудном полигоне ячейчатые ряды.



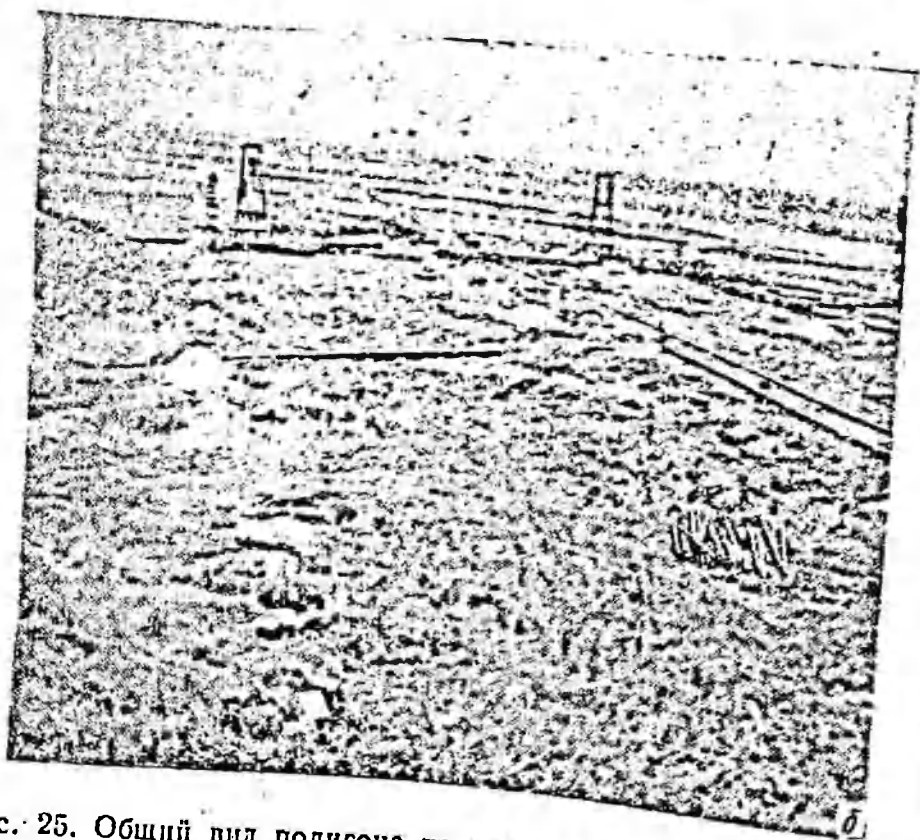
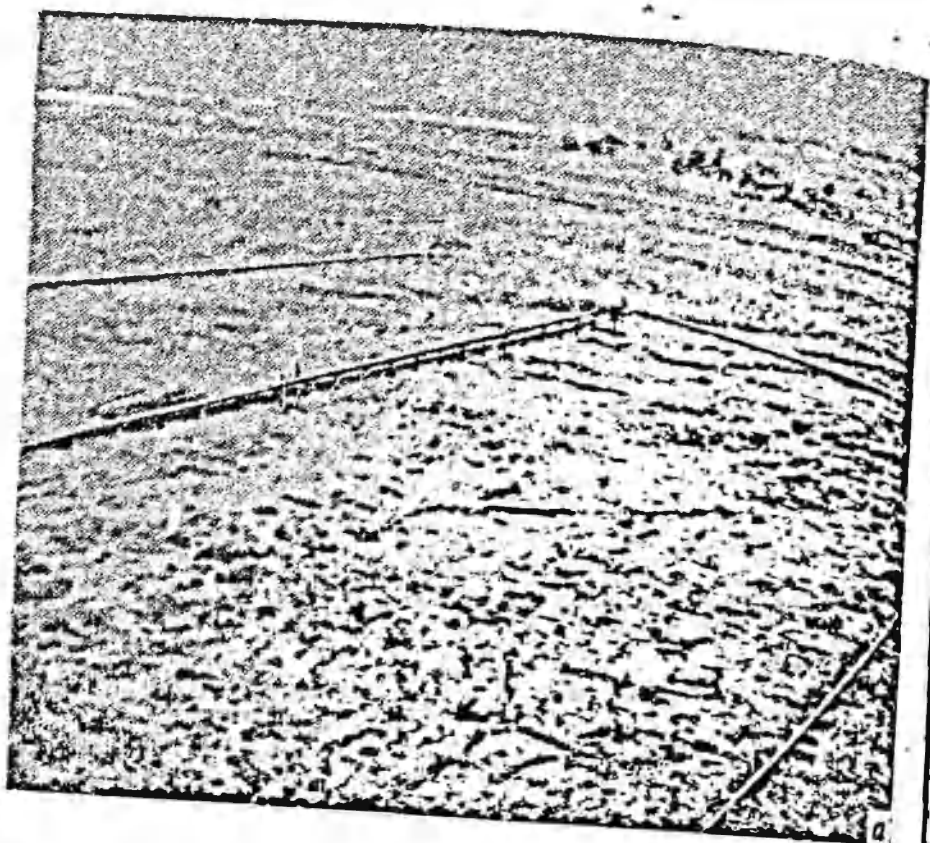


Рис. 25. Общий вид полигона по подземному выщелачиванию:  
а — общий вид; б — работы по бурению скважин.

Наиболее удобное устройство — когда шесть нагнетательных скважин размещены в вершинах правильного шестиугольника вокруг каждой разгрузочной скважины. В этом случае между двумя соседними разгрузочными скважинами располагаются две нагнетательные скважины, которые образуют общую сторону нагнетательных шестигранников, окружающих соседние разгрузочные скважины [3].

При таком расположении каждая разгрузочная скважина питается несколькими потоками от нагнетательных скважин, что делает скважину более мощной и постоянной по дебиту и повышает эффективность откачки.

### Устройство скважин

Основной горной выработкой в технологии подземного выщелачивания осадочных месторождений являются скважины.

Скважины широко применяются в нефтяной, газовой промышленности, а также при организации водозабора грунтовых вод. По бурению и оборудованию этих агрегатов имеется обширная, специальная литература [44—47].

В настоящей главе отмечаются лишь некоторые детали, связанные со спецификой применения агрессивных химических реагентов.

В первую очередь встает вопрос о выборе материала для сооружения скважин. Обычные стальные трубы непригодны из-за большой коррозии, трубы, изготовленные из коррозионноустойчивого материала (нержавеющие стали), очень дороги.

Предлагаемые промышленностью в последнее время трубы из синтетических материалов — полиэтиленовые, винилпластовые, фаолитовые и др. — вполне пригодны по коррозиестойкости, но по механической прочности они не все равноценны стальным трубам. Наиболее подходящими для подземного выщелачивания урана оказались полиэтиленовые, трубы. Минимальный срок службы полиэтилена в 40%-ном растворе серной кислоты при температуре 50° С составляет 6 лет [48, 49].

По справочным данным [49], стоимость 1 пог. м полиэтиленовых труб 2,7—3,4 руб., вес 1 пог. м 2,14—3,24 кг. Глубина скважин по механической прочности 78—124 м (данные В. П. Новик-Кочан). В настоящее время установки по подземному выщелачиванию рудных пластов осна-

щают преимущественно полиэтиленовыми трубами различного сортамента.

Бурение и оборудование типовой скважины производят следующим путем. Скважину бурят с поверхности, затем в нее опускают изоляционную колонну обсадных труб.

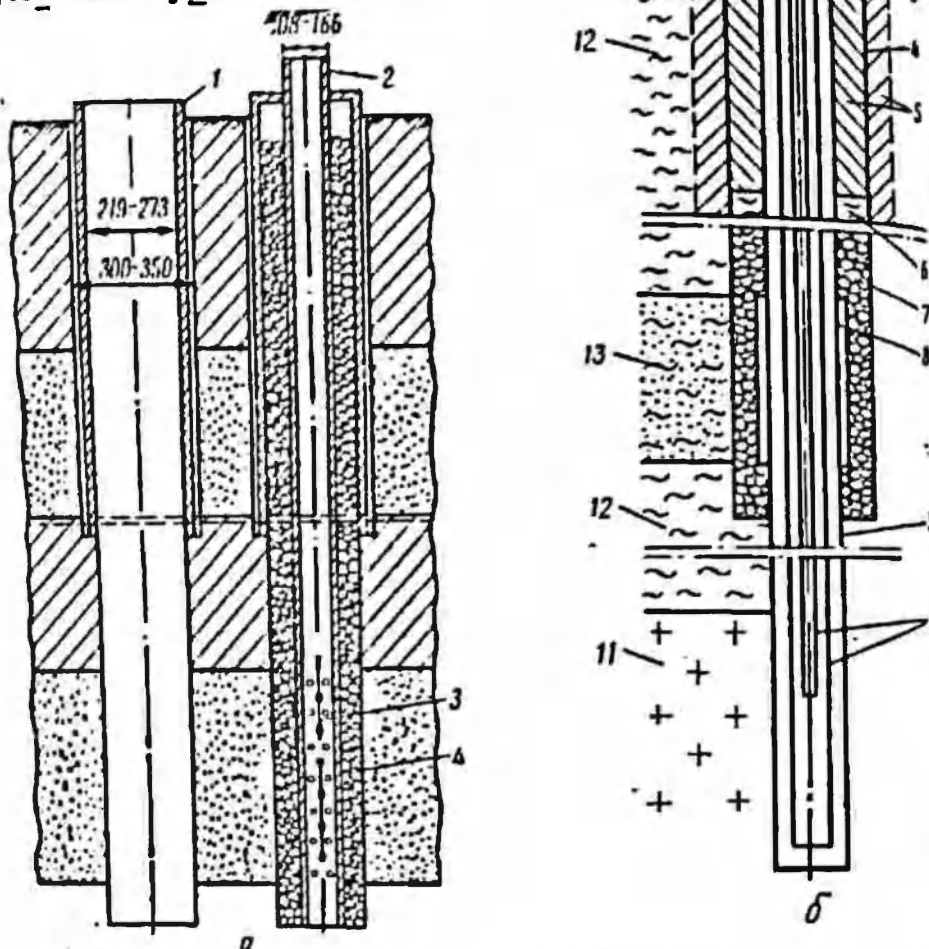


Рис. 26. Схема типовой скважины без эрлифта (а) и с эрлифтом (б): а—1—изоляционная колонна; 2—эксплуатационная колонна; 3—фильтровая труба; 4—гравийная обсыпка; б—1—воздушно-водяная смесь; 2—сжатый воздух; 3—направляющая колонна; 4—обсадная колонна; 5—цемент; 6—подушка из глины; 7—гравийная обсыпка; 8—фильтр; 9—полиэтиленовая труба; 10—эрлифт; 11—гранит; 12—глина; 13—песчано-глинистый рудоносный пласт.

После этого опускают эксплуатационную колонну с сетчатым фильтром (фильтровой трубой) и отстойником, активная длина которого соответствует рудоносному телу. По межтрубному пространству производят обсыпку фильтровой трубы гравием крупностью 15—30 мм (рис. 26). Гравийную обсыпку поднимают до устья и прикрывают цемент-

тированным клапаном. В новых конструкциях скважин изоляционную колонну обсадных труб не применяют, эксплуатационную колонну из полиэтиленовых труб опускают непосредственно в буровое отверстие (рис. 27).

Для уменьшения так называемого «пескования» скважины рекомендуется заменять в некоторых случаях дырчатые (сетчатые) фильтры щелевыми с шириной щели 0,5—1,0—2,0—3,0 мм без гравийной обсыпки (см. рис. 27).

При использовании полиэтиленовых труб необходимо учитывать особенности этого конструкционного материала. Удельный вес материала 0,94—0,96 г/см<sup>3</sup>, в отличие от стали он имеет различные пределы прочности при работе на сжатие, изгиб и растяжение.

Небольшой удельный вес материала вызывает необходимость задавливания труб в скважину при спуске (требуется усилие порядка 30 кг на 100 м длины колонны из труб диаметром 100 мм). В связи с этим в настоящее время чаще всего применяют полиэтиленовые трубы диаметром 100 мм тяжелого типа с толщиной стенок 10 мм. Трубы с толщиной стенки 5 мм менее пригодны.

К. В. Ливингстон [3] предлагает устройство скважин, позволяющее поддерживать вакуум внутри скважины (рис. 28). Это устройство состоит из длинной трубы 6, вокруг которой имеется два кольца 5, 7, приваренные к трубе. Несколько труб этого же диаметра (3, 6, 8) соединены между собой.

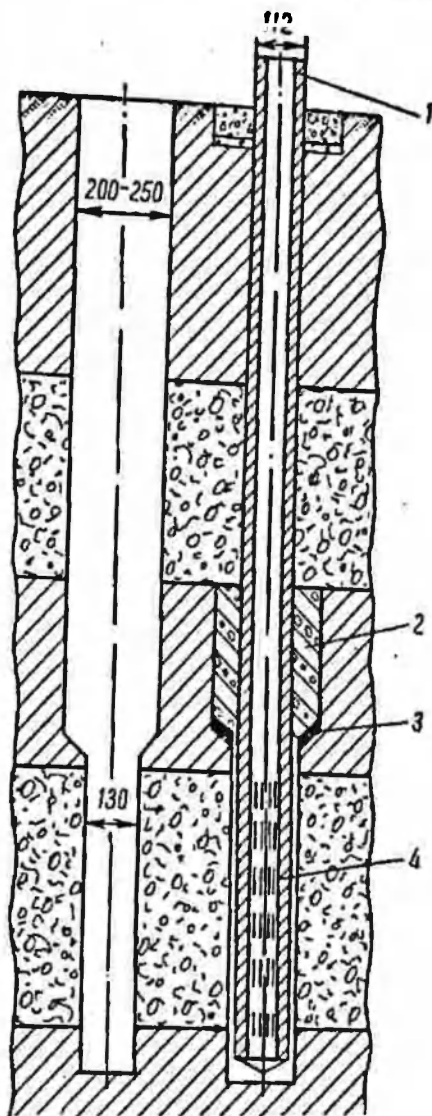


Рис. 27. Новые конструкции скважин:

1 — эксплуатационная колонна; 2 — мост из сульфатостойкого цемента; 3 — манжеты из кислотостойкой резины; 4 — щелевой фильтр без гравийной обсыпки с отстойником.

Рубашка 12 изготовлена из гибкого материала (резина) и имеет в нижней и верхней частях по периферии круговые

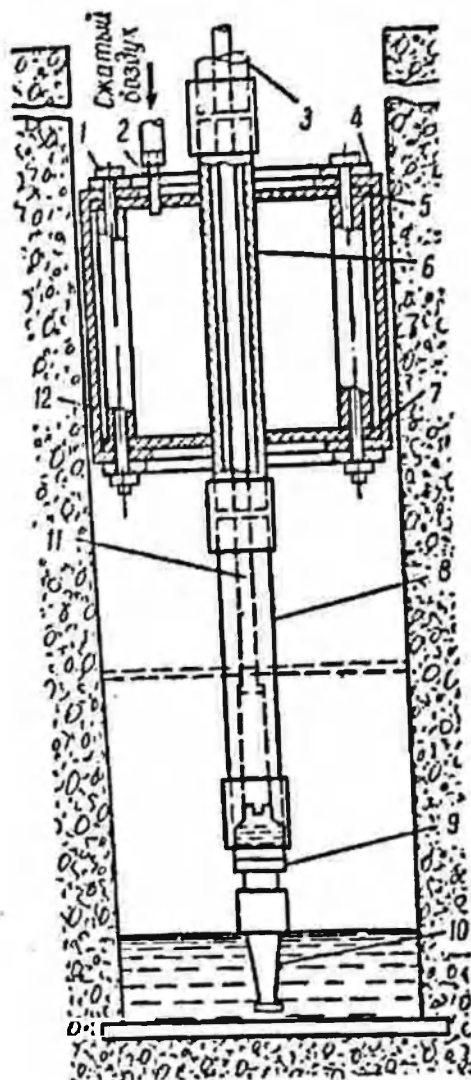


Рис. 28. Устройство продукционной скважины.

воротники 4, которые накладываются на металлические кольца 5, 7 и закрепляются болтами 1. Трубка 2 соединяет камеру с источником высокого давления. Трубка меньшего диаметра внешней стороны связана с эжектором 9.

При работе устройство погружается в скважину до желаемой глубины, сжатый воздух вводят через трубу до тех пор, пока рубашка 12 не будет прочно закреплена у окружающей стенку скважины. Вакуум создается эжектором 9 путем отсасывания жидкости из скважины через сопло 10. Устройство удаляют из скважины, снижая давление в камере.

Использование подобного сооружения позволяет осуществлять двухстороннее движение растворов, т. е. направлять их из разгрузочной скважины в нагнетательную, что дает возможность уменьшить влияние образовавшихся каналов преимущественного движения жидкости и улучшить контакт растворителя с рудным пластом.

Оборудование скважины и подъем растворов

### Оборудование скважины и подъем растворов

Правильный подбор и установка фильтра определяют работу скважины и раствороподъемного оборудования. В практике сооружения скважин применяют самые разнообразные конструкции фильтров [50].

Для подземного выщелачивания растворами кислот фильтры изготовляют из коррозионноустойчивого материала

ла — нержавеющей стали или из полиэтилена. Фильтры из нержавеющей стали (хромоникелевая сталь) изготавливают диаметром, соответствующим диаметру сооружаемой скважины, и длиной, равной высоте рудоносного пласта. Отверстия перфорации в фильтре имеют диаметр до 10 мм.

На перфорированную трубу крепят продольные деревянные планки и наматывают винилпластовую сетку. Снаружи фильтр обсыпают гравием с размерами кусков 15 — 30 мм (рис. 29).

Для некоторых рудных участков рекомендуется конструкция щелевого фильтра из полиэтилена без гравийной обсыпки (рис. 30) (по данным В. П. Новик-Кочан). Высокое содержание песчаной фракции в продуктивной толще способствует сравнительно быстрому формированию естественной обсыпки в призабойной зоне.

Для подъема растворов из скважин в настоящее время применяют эрлифты. Они просты в изготовлении, надежны и долговечны в работе, не имеют движущихся частей и не требуют надскважинных сооружений.

К недостаткам этой конструкции можно отнести:

а) низкий коэффициент полезного действия (до 30%);

б) необходимость большого заглубления смесителя под динамический уровень и соответственно дополнительного расхода труб и перебура скважины;

в) сравнительно высокий расход электроэнергии и рабочей силы (компрессорная станция).

Кроме эрлифтов для откачки растворов из скважины можно применять водоструйные установки, самовсасывающие центробежные и диафрагмовые насосы, штанговые насосы простого и двойного действия, глубинные поршневые и плунжерные насосы, электропогружные и артезианские центробежные глубинные насосы с электродвигателем на поверхности, винтовые насосы [51—55].

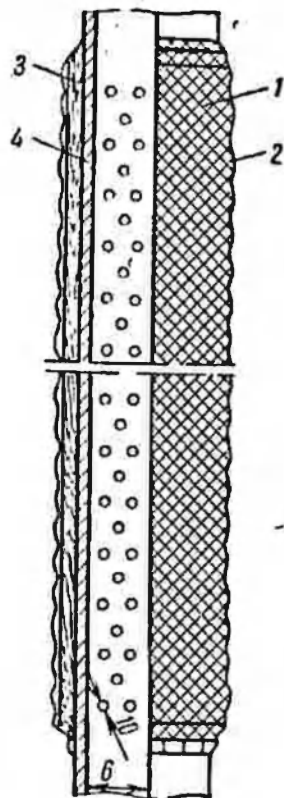


Рис. 29. Устройство типового фильтра:

- 1 — винилпластовая гофрированная сетка; 2 — проволока для крепления сетки; 3 — деревянная рейка; 4 — фильтровая труба.

Для указанной цели пригодны и насосы вытеснения (монтежю), работающие с использованием сжатого воздуха.

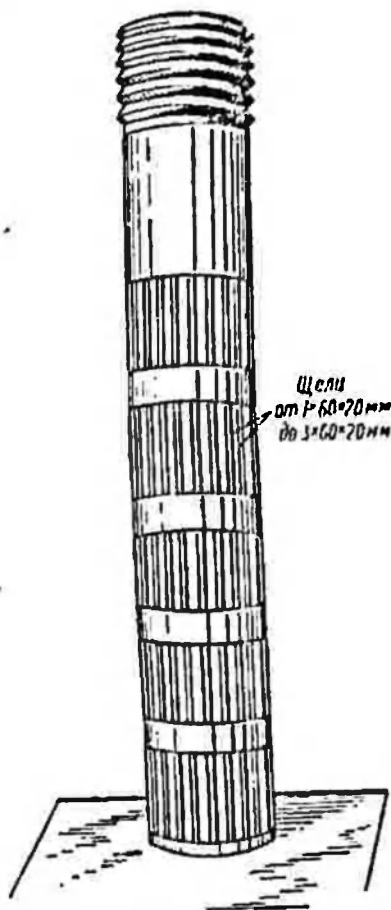
Водоструйные установки просты в изготовлении, не имеют движущихся частей и как эрлифты надежны в работе.

Водоструйные установки выпускаются промышленностью для подъема воды с глубин до 75 м. Производительность установки от 2 до 14,4 м<sup>3</sup>/ч; ее можно рекомендовать для полигонов подземного выщелачивания.

Штанговые насосы простого и двойного действия используют для подъема воды из скважин с динамическим уровнем до 50 м, реже до 100 м. Наиболее устойчивыми в работе считаются насосы марки НКД-146 (глубина до 100 м, дебит 13—49 м<sup>3</sup>/ч); их применяют с качалками НК-1 и НК-2.

Глубинные поршневые и плунжерные (скальчатые) насосы широко используются в нефтяной промышленности для откачки нефти с больших глубин. Механизм насосов простой и не требует специального обслуживания. Эти насосы вполне подходят для откачки растворов из скважин подземного выщелачивания при небольшом их дебите (6 м<sup>3</sup>/ч). Для откачки кислотных растворов необходима защита от коррозии.

Рис. 30. Общий вид щелевого фильтра.



Электропогружные насосы — наиболее совершенные типы водоподъемников. Они характеризуются высокими эксплуатационными качествами и высоким к. п. д.

Для подъема агрессивных растворов выпускают электропогружные насосы типа ЭЦВ, рабочие части в которых выполняются из пластмассы. Дебит насосов от 1,5 до 40 м<sup>3</sup>/ч, уровень подъема от 20 до 300 м. Их можно рекомендовать для оснащения полигонов подземного выщелачивания.

Винтовые насосы являются типом водоподъемника из скважин и шахтных колодцев. Этими насосами можно откачивать воду, содержащую твердые частицы. Освоен выпуск насосов марки ВАН-4/30 и ВАН-4/60 производительностью 5 м<sup>3</sup>/ч, напором 30 и 60 м (табл. 7). (Эрлифты, насосы вытеснения и гидропневматические водоподъемники — это нестандартное оборудование.)

Таблица 7  
Характеристика водоподъемников

Наименование насосов	Тип	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Высота подъема, м	Потребляемая мощность, квт	Вес, кг
Электропогружной	ЭЦВ4-4-70	0—7	0—80	1,6	—
	ЭЦВ5-10-50	0—15	0—60	2,8	80
Водоструйная установка	ВН-2Ц-4	5	35	2,8	—
То же	ВН-2Ц-6	7,2—10,8	30—50	10	—
Штанговый насос: с лебедкой ВЛЗА-00	—	4,6	100	7	725
с лебедкой НК-1	—	2,7—8,4	30	5	728
с качалкой СКН-2-615	—	5	50	2,8	2000

Примечание. Для откачки кислотных растворов насосы должны иметь защиту от коррозии.

### Способы бурения и буровые агрегаты

В практике гидрогеологических исследований применяются следующие способы бурения: роторный, ударно-канатный, колонковый, шнековый [52]. Каждый из этих способов можно применять и в технологии подземного выщелачивания с учетом местных условий рудного полигона.

Роторное бурение довольно широко распространено в практике гидрогеологических заборных скважин; оно считается наиболее прогрессивным и выгодным. Из станков роторного бурения наиболее приемлем станок УРБ-30М. Недостаток способа — необходимость применения для промывки глинистого раствора.

Ударно-канатное бурение применяется при гидрогеологических, особенно инженерно-геологических, исследованиях и при сооружении водозаборных скважин. По положению уровня воды в скважине в процессе бурения можно



судить о водоносности проходимых пород. Скважины и проходимые горизонты при бурении остаются чистыми. Наиболее приемлемым является станок марки УКС-22М.

Шнековое бурение — один из новейших способов; оно обеспечивает высокую производительность бурения в мягких и средних по твердости породах, достигающую 150—200 пог. м в смену. Шнековое бурение не требует промывки и характеризуется простыми монтажно-демонтажными операциями. Наиболее приемлем станок УГБХ-150Б, позволяющий производить кроме шнекового роторное, ударно-канатное и колонковое бурение.

Колонковое бурение мало чем отличается от роторного при бурении вертикальных скважин. Способ рекомендуется для бурения глубоких разведочных скважин. Наиболее подходящим является станок марки ЗИФ-650.

В качестве породоразрушающего инструмента используют: а) при бурении сплошным забоем — шарошечные и лопастные долота и пикобуры; б) при бурении с отбором керна — ребристые и зубчатые коронки и специальные пробоотборники для ориентированного подъема керна с нарушенной структурой, направляемые в породу с помощью ударника или вибратора.



### ЗАКАЧКА И ОТКАЧКА РАСТВОРОВ

Химическими реагентами для выщелачивания урана в подземных условиях служат растворы кислот (серной, соляной, азотной) с  $pH = 0,1—1,5$  или растворы соды (2,5—10%  $Na_2CO_3 + 1,0—2,5\% NaHCO_3$ ), обычно применяемые в гидрометаллургии урана [3, 6].

Попытки использовать для этой цели формирующиеся в природных условиях растворы (растворы углекислоты в воде, бикарбонаты щелочноземельных элементов) с экологической точки зрения не дали положительных результатов, даже несмотря на повышение концентрации химического компонента искусственным путем.

Растворитель вводят в рудный пласт через скважину свободным наливом или под давлением, не превышающим значения, при котором происходит разрыв породы (пласта). Иногда для улучшения движения раствора даже рекомендуется вакуумировать соседнюю разгрузочную скважину [3].

Урансодержащий раствор, образующийся в рудном пласте, откачивают через разгрузочные скважины и направляют на дальнейшую переработку. В отдельных случаях, при неглубоком залегании рудного тела урансодержащий раствор может быть извлечен из пласта путем дренажа в подходящих местах с устройством гидронезолированного водотока, дренажных траншей, лотков и т. д.

При кольцевом расположении скважин цикл закачки и откачки растворов заключается в следующем. Растворитель вводят в центральную скважину до тех пор, пока он не появится в периферийных скважинах, т. е. происходит предварительная стадия насыщения пласта химическим реагентом. По истечении некоторого времени в эти скважины вновь подают растворитель и одновременно осуществляют откачку урансодержащего раствора из центральной скважины — рабочий цикл.

Природа растворителя имеет большое значение. Растворитель обеспечивает высокое извлечение урана в раствор, имеет достаточную селективность. Кроме того, он не должен содержать тонких твердых взвесей (коллоиды) перед подачей в пласт и не образовывать осадков, которые могли бы коагулировать поры и капилляры рудного пласта. Выбранный в соответствии с этими условиями для выщелачивания конкретного рудного тела растворитель способен извлекать уран без существенного растворения вмещающей породы и закупорки пор и капилляров. Этим условиям наиболее соответствуют растворы кислот.

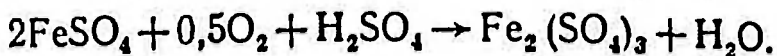
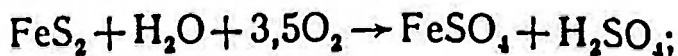
К. В. Ливингстон [3] для подземного выщелачивания руд плато Колорадо рекомендует в качестве растворителя смесь, состоящую из 5—14%  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , около 2%  $\text{NaHCO}_3$  и 5%  $\text{NaCl}$ . Бикарбонат натрия и хлористый натрий в этой смеси улучшают растворение некоторых урановых минералов при определенном значении pH.

Д. Р. Менке [3] предлагает в качестве реагента 5%-ный раствор соды для подземного выщелачивания карнотита, но подчеркивает, что метод содового выщелачивания приемлем лишь при длительном ведении процесса и хорошей проницаемости рудного пласта.

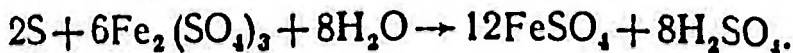
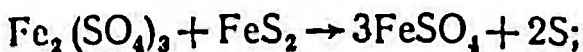
На Национальной конференции представителей рудников Запада США (февраль 1962 г., г. Денвер) было отмечено, что при подземном выщелачивании необходимо тщательно наблюдать за химическим взаимодействием в пласте растворителя и рудного тела и выяснять роль горного давления в этом процессе.

Концентрация урана в откачиваемых растворах зависит от исходного содержания его в руде, дебита скважины и может колебаться в широких пределах от миллиграммов до граммов в литре.

В качестве химического реагента, приемлемого при подземном выщелачивании, можно использовать природный пирит ( $\text{FeS}_2$ ), который с помощью аэробных бактерий вида *Thiobacillus ferrooxidans* окисляется в сернокислые соли железа и серную кислоту по реакциям:



Одновременно протекают реакции:



Бактериальная активность практически превращает все железо пирита в ион  $\text{Fe}^{2+}$ , являющийся хорошим природным окислителем минералов урана, а серу — в серную кислоту. При этом создаются необходимые условия для выщелачивания руды.

Процесс окисления протекает непрерывно; необходимым для реакций кислород усваивается бактериями из растворенного воздуха. Бактерии могут искусственно разводиться в выщелачивающем растворе или в самом пласте [56—62].

При подземном выщелачивании существуют приемлемые условия для массового развития микроорганизмов указанного вида. Постоянная температура, отсутствие света являются существенными факторами, способствующими интенсивному развитию микроорганизмов и активной жизнедеятельности. Нормальное развитие бактерий наблюдается в пределах pH от 2 до 4; при  $\text{pH} > 4,5$  и  $\text{pH} < 1,2$  жизнедеятельность резко замедляется. При температуре  $50^\circ\text{C}$  и выше бактерии погибают, при  $0^\circ\text{C}$  их активность резко падает.

Введение в рудные пласты или в выщелачивающий раствор питательных сред еще больше способствует развитию бактерий и их активности. В некоторых странах этот процесс широко применяется для извлечения урана как в подземных условиях [63], так и на поверхности из рудных куч [61].

Закачку и откачку растворов при подземном выщелачивании подразделяют на две стадии: предварительную — смачивание части рудного тела растворителем до насыщения при небольшом напорном градиенте (свободным наливом) и основную — циркуляцию продукционного раствора и его извлечение из пласта при более высоких значениях давлений, создаваемых с помощью насосов.

При таком порядке выщелачивания основная масса растворителя имеет возможность проходить через обрабатываемую часть рудного тела при высокой разности давлений между нагнетательными и разгрузочными скважинами и быстро извлекать из него растворимые урановые минералы. Разность давлений возрастает с увеличением расстояния между нагнетательными и разгрузочными скважинами, но уменьшается с увеличением проницаемости рудного тела и повышением растворяющей способности используемого растворителя.

Разгрузочные скважины следует держать под вакуумом или под влиянием депрессионной воронки, чтобы свести к минимуму нежелательную миграцию в боковые породы.

По Ливингстону [3], удобным способом поддержания вакуума в разгрузочных скважинах при одновременной откачке продукционного раствора является конструкция, называемая пакером (см. рис. 28).

Для снижения потерь урана и химического реагента, остающихся в поровом растворе после окончания процесса, необходима дополнительная стадия промывки пласта растворителем с очень небольшой концентрацией реагента и откачкой полученных растворов. Длительность ее определяется экономическими соображениями: стоимостью откачки и количеством получаемого урана.

## ✓ 5. ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКЦИОННЫХ РАСТВОРОВ

Характерной особенностью подземного выщелачивания является получение урана в виде чистых продукционных растворов, а не в виде пульпы, как это имеет место на гидрометаллургических заводах. Это значительно упрощает их дальнейшую переработку.

Извлечение урана из раствора лучше всего производить с помощью сорбционного процесса на синтетических ионитах. Для этого растворы из разгрузочных скважин по желобу собирают в сборный зумпф, из которого насосом по-

дают на сорбционную установку, обычно состоящую из трех или четырех последовательно соединенных колонн.

Сорбционный процесс может осуществляться и в одной колонне с послойной выгрузкой и загрузкой сорбента [41].

Для извлечения урана из кислых растворов применяют синтетические аниониты стандартных марок, выпускаемые промышленностью.

После сорбции отработанные растворы доукрепляют реагентом и возвращают обратно под землю на повторное выщелачивание руды. Для переработки продукционных растворов можно применять также процессы экстракции и химического осаждения. Выбор того или другого метода по экономическим соображениям производится с учетом местных условий рудного полигона.

### НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ОТРАБОТКИ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ В ПЛАСТОВЫХ УСЛОВИЯХ

Порядок проведения производственных операций технологической схемы при отработке рудной залежи подземным выщелачиванием в пластовых условиях имеет существенное значение для экономики процесса.

Процесс выщелачивания условно можно разбить на следующие стадии: насыщение растворителем (закисление — осуществление основных реакций перехода урана в растворимую форму), выщелачивание (перевод растворимых соединений урана в общий раствор) и промывка (удаление из пласта остатков растворенного урана).

Количество растворителя, необходимое на насыщение пласта (расход на реакцию), можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$Q = \frac{A\beta}{1000},$$

где  $A$  — количество горной массы, подвергающейся выщелачиванию,  $m$ ;  $\beta$  — расход реагента (100%-го) на реакцию на единицу веса горной массы (определяется по керновым пробам в лаборатории),  $kg$ .

При линейной системе расположения скважин, с технологической точки зрения, возможны два способа одновременного насыщения пласта и выщелачивания, которые условно можно назвать «наступающим» и «отступающим» порядком по отношению к дренажному устройству (разгрузочным скважинам).

При «наступающем» порядке закачку растворителя производят первоначально в наиболее отдаленные от дренажного устройства закачные скважины. По мере отработки пласта закачку растворителя переносят в более близкие от дренажа скважины. В «отступающем» порядке подачу растворителя производят в обратном направлении, т. е. вблизи дренажного устройства, постепенно удаляясь от него. Концентрация урана в растворе все время стабилизируется под-

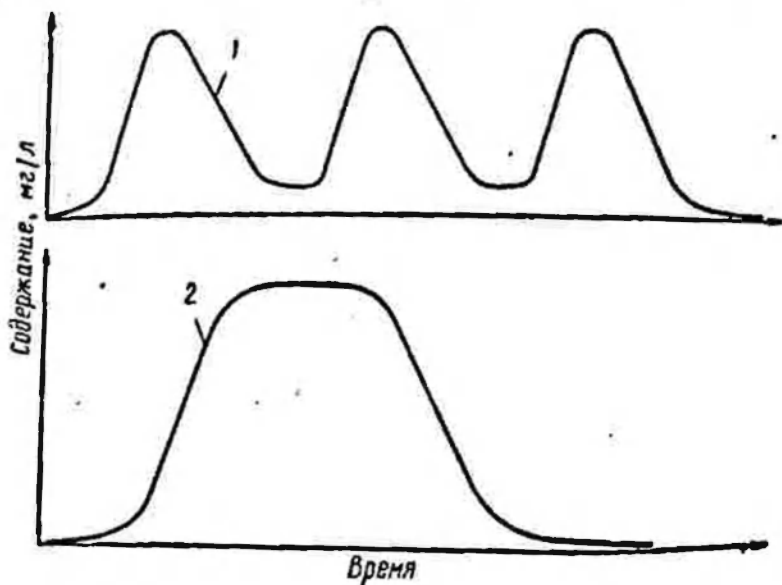


Рис. 31. Выходные кривые по содержанию урана в продукционном растворе.

ключением свежих участков рудного пласта. Поток урансодержащего раствора продвигается к дренажному устройству по уже частично выщелоченным участкам.

На рис. 31 показаны выходные кривые по содержанию урана в продукционных растворах при «отступающем» и «наступающем» порядке отработки рудной залежи.

Кривая 1 («отступающий» порядок) имеет ряд минимумов с низкой концентрацией урана, обусловленных вытеснением поровой воды (при насыщении растворителем) из вновь подключаемых участков рудной залежи.

Кривая 2 («наступающий» порядок) показывает, что концентрация урана в продукционном растворе имеет ярко выраженный максимум и близка к насыщению. Разбавление поровой водой происходит только в начале процесса. В конце процесса концентрация урана значительно снижается, но она стабильнее, чем в первом случае, вследствие отсутствия разбавления поровой водой.

Оба порядка отработки имеют свои преимущества и недостатки, которые необходимо учитывать при экономической оценке выбираемого способа. Существуют и другие схемы возможной отработки рудных залежей подземным выщелачиванием: параллельными рядами, по кольцевой системе, с предварительным закислением.

### ~~X~~ Расчеты основных параметров процесса

Продолжительность отработки участка рудной залежи подземным выщелачиванием можно ориентировочно рассчитать. Для этого сначала определяется продолжительность вытеснения поровой воды. Пусть эффективная пористость пласта составляет 24%, объемный вес руды  $1,9 \text{ т/м}^3$ , скорость фильтрации  $20,8 \text{ см/ч}$  (при исходном коэффициенте фильтрации  $5 \text{ м/сутки}$  и градиенте напора 1,0). Количество растворителя, который должен быть подан в пласт для вытеснения поровой воды, примем в 1,5 объема несвязанной воды, содержащейся в порах, (т. е. 36 вес. % руды). Для слоя руды длиной 1 м и сечением  $1 \text{ м}^2$  количество растворителя составит

$$1,9 \cdot 0,36 = 0,684 \text{ т.}$$

Следовательно, через  $1 \text{ м}^2$  сечения рудного пласта следует профильтровать столб растворителя высотой  $0,684 \text{ м}$ .

Фактическая скорость просачивания растворителя равна

$$20,8 \cdot 0,7 = 14,56 \text{ или } \sim 15 \text{ см/ч,}$$

где 0,7 — поправочный коэффициент на снижение скорости фильтрации химического реагента по сравнению с водой.

Продолжительность вытеснения порового раствора для отрезка пути в 1 м составляет

$$\frac{68,4}{15} = 4,5 \text{ ч.}$$

Рассуждая подобным же образом, можно определить продолжительность выщелачивания, зная конечный выход продукционного раствора с единицы веса руды. Пусть эта величина составит 200% веса руды [Ж (жидкое): Т (твердое) = 2 : 1], тогда объем раствора будет равным

$$1,9 \cdot 2,0 = 3,8 \text{ т} \cong 3,8 \text{ м}^3.$$

При фактической скорости просачивания растворителя  $0,7 \cdot 5 \cdot 1 = 3,5$  м/сутки (14,6 см/ч) продолжительность выщелачивания для отрезка пути в 1 м составляет

$$\frac{380}{14,6} = 26,0 \text{ ч,}$$

где 0,7 — поправочный коэффициент на снижение скорости фильтрации химического раствора по сравнению с водой.

Как видно, уровень общей продолжительности подземного выщелачивания при фильтруемой рудной залежи равноценен скорости перколяционного процесса, описываемого в руководствах по гидрометаллургии [6,64].

Технологический процесс обработки фильтруемой рудной залежи подземным выщелачиванием подобен обычному процессу перколяции. Все особенности этой технологии необходимо учитывать при подземном выщелачивании.

Полный цикл выщелачивания рудного участка длиной  $l$  (расстояние между закачной и откачной скважинами) и его основные технологические показатели Б. В. Невский и В. Г. Бахуров рекомендуют определять по следующим уравнениям.

Число стадий обмена порового раствора на свежий растворитель. В рудном проницаемом слое (пески, песчаники) обычно имеется около 20—30% свободного пространства; следовательно, одна стадия обмена порового раствора составляет около 0,4—0,5 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> рудного слоя.

Число стадий обмена определяется необходимой эффективностью отмывки  $E_{отм}$  (обычно не менее 90—95%), выражаемой следующим эмпирическим соотношением:

$$E_{отм} = [1 - k_{отм}]^n \cdot 100, \%$$

где  $k_{отм}$  — коэффициент отмывки за одну стадию, доли единицы;  $n$  — число стадий отмывки (допускается, что  $k_{отм}$  постоянен для всех стадий).

Вследствие неравномерной фильтруемости пласта по его сечению, особенно по вертикали, на участке с малой пористостью и проницаемостью происходит задержка части растворов. Поэтому коэффициент  $k_{отм}$  представляет величину тем меньшую, чем более неравномерна структура и соответственно фильтруемость пласта. В среднем значении  $k_{отм}$  примерно равно 0,5. Для непроницаемых пластов глины, когда практически отсутствует возможность отмывки фильтрацией, коэффициент  $k$  приближается к нулю. В глинах отмывка происходит по диффузионному механизму,



осложненному заметными явлениями сорбции растворенного урана, особенно в области низкой кислотности растворов (т. е. на последних стадиях отмывки). Для получения общей эффективности отмывки на уровне 95% при  $k_{отм} = 0,5$  число стадий отмывки в процессе подземного выщелачивания не может быть меньше пяти. Отсюда отношение Ж : Т

$5 (0,4 \div 0,5) = 2,0 \div 2,5$  м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> руды, где  $0,4 \div 0,5$  — количество обмениваемого раствора за одну стадию.

Время прохождения раствора через рудный участок длиной  $l$ :

$$\tau = \frac{l}{v}, \text{ сутки}; \quad \sum \tau = \sum \frac{l}{v}, \text{ сутки};$$

где  $v$  — скорость движения потока, м/сутки.

Скорость естественного движения раствора определяется коэффициентом фильтрации пласта  $k_{\phi}$  и его уклоном ( $I_0$ ):

$$v = k_{\phi} I_0, \text{ м/сутки.}$$

Величина коэффициента фильтрации зависит от размеров (крупности) частиц пласта и его пористости, которые определяются природными условиями. Гидравлический уклон подстилающего водоупора  $I_0$  — величина также по природным условиям постоянная. Скорость и направление движения потока в пласте можно регулировать, изменяя разность уровней грунтовых вод у закачных и откачных скважин и создавая вокруг последних соответствующие воронки депрессии.

Количество раствора (в среднем), получаемого из скважины:

$$Q = bhv\Pi, \text{ м}^3/\text{сутки},$$

где  $b$  — расстояние между скважинами в ряду;  $h$  — мощность рудоносного пласта (между нижним и верхним водоупорами);  $v$  — скорость потока, м/сутки;  $\Pi$  — пористость пласта, доли свободного объема.

Общее количество раствора соответственно равно

$$\sum Q = 1/2 Q \sum \tau, \text{ м}^3 \text{ на скважину.}$$

По отдельным скважинам в откачном ряду это количество может изменяться. На участке с повышенными запасами металла откачивается большее количество раствора на участке с малыми запасами — меньшее. Количество за-

качиваемого в пласт выщелачивающего раствора должно быть несколько меньше (на 5—10%), чем откачиваемого, чтобы устранить избыточное давление в пласте, создающее потери продукционного раствора.

Среднее содержание урана в продукционном растворе (без учета разубоживания, т. е. разведения водой водоносного горизонта)

$$B = \frac{Mx}{\Sigma Q}, \text{ кг/м}^3;$$

$$M = 1/2 b l h k_{\text{ор}} d c,$$

где  $M$  — запасы металла на одну скважину, кг;  $x$  — степень извлечения металла из руды в откачиваемый продукционный раствор, доли единицы;  $b$  — расстояние между скважинами в ряду, м;  $l$  — расстояние между рядами скважин, м;  $h$  — мощность рудоносного пласта, м;  $k_{\text{ор}}$  — коэффициент оруденения, доли единицы;  $d$  — удельный вес руды (сухой),  $\text{т/м}^3$ ;  $c$  — содержание металла в руде,  $\text{кг/т}$ .

В зависимости от pH и содержания металла в растворе для данного месторождения можно примерно определить время начала и конца откачки продукционного раствора.

Расход реагента:

$$G = \frac{q\rho + \Sigma(QC_{\text{ост}})}{1000}, \text{ т};$$

$$q = 1/2 b h l d;$$

$$G_{\text{суток}} = \frac{G}{\Sigma \tau}, \text{ кг/сутки},$$

где  $q$  — запасы рудной массы в пласте на одну скважину, т;  $\rho$  — расход реагента на реакцию,  $\text{кг/т}$ ;  $C_{\text{ост}}$  — средняя остаточная концентрация реагента в продукционном растворе,  $\text{кг/м}^3$ ;  $h$  — высота пласта (берется между выше и ниже расположенными водоупорами), м.

Для постоянства параметров процесса реагент подается в пласт по возможности непрерывно.

В приведенных расчетных формулах есть стабильные члены, например время прохождения раствора через рудный пласт, количество раствора, получаемого из скважины, среднее содержание металла в продукционном растворе, расход реагента. Их изменение пропорционально заданным показателям. Переменные величины, входящие в уравнения,

особенно влияют на производительность и экономику процесса. Полнота извлечения металла в раствор, степень обмена (отмычки) порового раствора, скорость прохождения потока через рудоносный пласт — чисто кинетические факторы, зависящие от вещественного состава руды, выбранного реагента и кинетики процесса.

Если скорость прохождения потока через рудный пласт относительно стабильна, то эффективность процесса подземного выщелачивания определяется в основном степенью и скоростью обмена порового раствора на свежий растворитель, а также полнотой откачки продукционного раствора, т. е. величиной его потерь.



### Особенности выщелачивания глинистых пластов

Подземное выщелачивание ураноносных глинистых пластов или песчано-глинистых пластов с большим соотношением глинистой фракции имеет свои специфические особенности и осуществляется значительно труднее по сравнению с фильтруемым рудным пластом.

Коэффициенты фильтрации глинистых пластов ничтожно малы ( $x \cdot 10^{-4}$  —  $x \cdot 10^{-6}$  см/сутки) и поэтому они не могут обрабатываться методом перколяции.

Основная массопередача урана из глинистого рудоносного пласта осуществляется путем диффузионного процесса, вызываемого разностью концентраций веществ в поровом растворе и в жидкостном потоке, прилегающем к глинистому пласту. Циркуляция растворителя в порах и капиллярах рудных частиц за счет конвективной диффузии практически отсутствует.

Несмотря на относительно большую пористость глины (40—45%), незначительный размер пор и капилляров в условиях горного давления приводит к резкому уменьшению скорости подвода реагента к внутренней поверхности рудных частиц. По этой причине подземное выщелачивание глинистых месторождений пока встречается на своем пути много затруднений.

Когда глинистый рудоносный пласт расположен на границе с фильтруемым слоем (например, песчаный слой), он может обрабатываться в подземных условиях диффузионным выщелачиванием. В таком процессе массопередача урана осуществляется диффузией из глинистого пласта в поток реагента, протекающего по граничному фильтруемому пласту. Этот процесс экстенсивный, и его своеобразием

характеризуется постоянством концентрации урана в продукционном растворе в течение значительного периода времени (рис. 32).

Кинетика процесса характеризуется условной величиной, которая выражает количество извлекаемого урана в единицу времени с единицы поверхности и называется коэффициентом растворения.

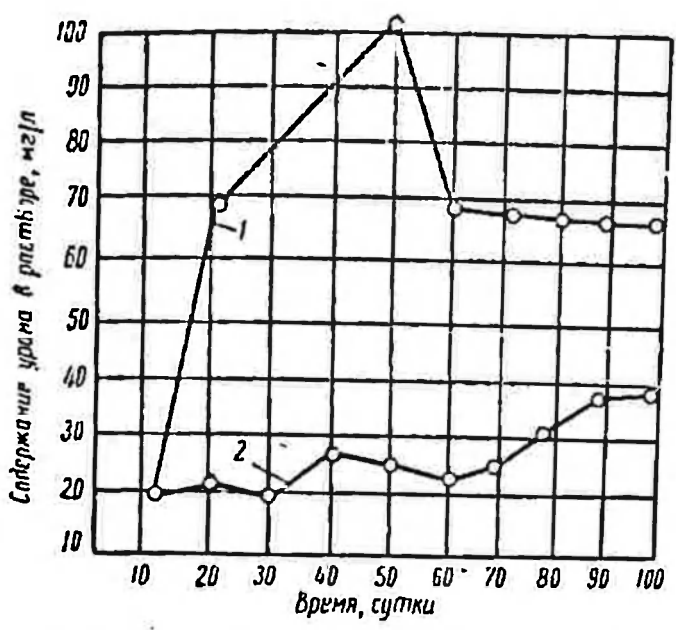


Рис. 32. Выходные кривые по содержанию урана в растворе при выщелачивании глинистого пласта:  
1 — монолит глины; 2 — искусственный образец.

Для рудоносных глин при кислотных растворителях коэффициент растворения колеблется от 0,2 до 0,4 г урана : 1 м<sup>2</sup> поверхности рудного пласта в сутки. Для песчано-глинистого пласта коэффициент растворения увеличивается, и в зависимости от содержания глинистых минералов процесс подземного выщелачивания может перейти из диффузионного в диффузионно-фильтрационный, в котором уже будет играть роль и конвективная диффузия.

Общую продолжительность выщелачивания рудоносного глинистого пласта ориентировочно можно определить следующим расчетным путем.

Допустим, что заданное извлечение урана 80%, исходное содержание его в руде 0,1%, мощность рудного пласта 0,25 м, объемный вес руды 1,7 г/см<sup>3</sup>, пористость 35%.

Тогда общая продолжительность выщелачивания равна

$$\tau = \frac{0,425 \cdot 1000 \cdot 0,8}{0,32} = 1000 \text{ суток, или около 3 лет,}$$

где 0,32 — коэффициент растворения урана при диффузионном выщелачивании глинистого пласта с  $1 \text{ м}^2$  поверхности рудного пласта в сутки,  $\tau$ .

Эти данные показывают, что извлечение урана из глинистых пластов в подземных условиях является весьма экстенсивным процессом. Основным условием его осуществления должно быть наличие фильтрующей породы, расположенной выше или ниже рудоносного пласта.

Необходимо, однако, отметить, что приведенная длительность процесса относится к чисто-глинистому пласту. В действительности всякий глинистый рудоносный пласт имеет, хотя и небольшие, песчаные пропластки, и поэтому диффузионная массопередача в некоторой степени улучшается диффузионно-фильтрационной. Указанную длительность процесса следует считать максимальной.

Величина коэффициента растворения урана обусловлена природой и концентрацией используемого растворителя. Контакт растворителя с глинистым пластом вдоль и поперек напластования не имеет существенного значения.

При диффузионном выщелачивании содержание урана в продукционных растворах не может быть высоким в связи с большим количеством поровой влаги. Сооружение закачных и откачных скважин можно производить на больших расстояниях — до 100 м и более.

Экстенсивность процесса вызывает необходимость подключения в одновременную обработку больших площадей рудного полигона для получения экономически приемлемой производительности по урану. Так, для получения 100 кг урана в сутки под подземным выщелачиванием должна находиться одновременно площадь рудного горизонта  $16,5 \text{ га}$ , при условии размещения рудоносных пластов сверху и снизу фильтрующего потока.

При выщелачивании урансодержащих глин порядок обработки залежи не имеет значения, как это отмечалось для фильтрующих пластов.

Некоторую перспективу в подземном выщелачивании урансодержащих глин открывают электрокинетические явления, с помощью которых в определенных условиях удается повышать проницаемость глинистых пластов:

Известно, что глинистые частицы в жидких средах, если к ним приложить разность потенциалов, ведут себя как сложные электрические системы, в частности в них проявляется электроосмотический перенос (передвижение жидкости к катоду по отношению к твердому телу). Явление электроосмоса используется в технике для обезвоживания глин, торфа, закрепления глинистых грунтов, их уплотнения и т. д. [18. 65—67]. Метод электроосмоса эффективен для пород с коэффициентом фильтрации, меньшим чем 0,1 м/сутки.

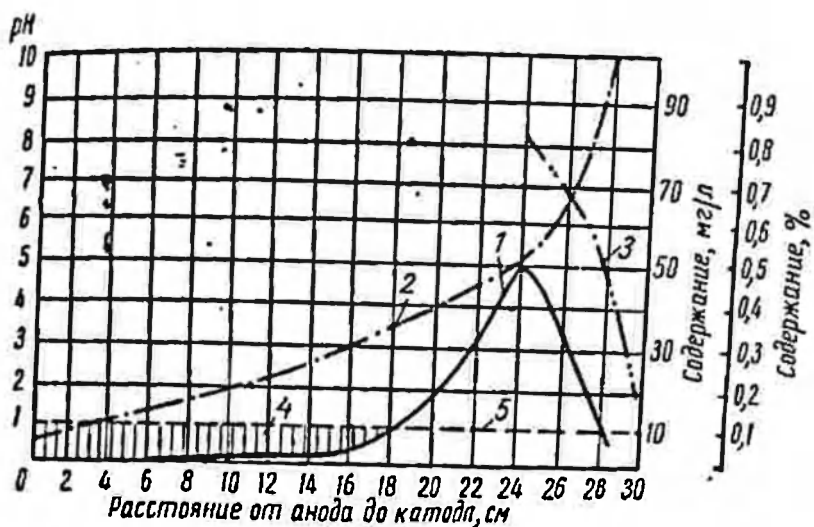


Рис. 33. Наложение электрического поля на рудоносный глинистый пласт:

- 1 — изменение содержания урана в рудном пласте; 2 — значение pH;  
3 — содержание урана в жидкой фазе; 4 — выщелоченная зона;  
5 — начальное содержание урана в рудном пласте.

Для практически нефилтруемых глинистых грунтов наложение постоянного электрического поля приводит к существенному увеличению водопроницаемости грунта. Коэффициент фильтрации при этом возрастает на 2—3 порядка.

Основной электропроводящей средой в грунте является поровый раствор, и движение воды всегда направлено от анода к катоду. Благодаря явлению электролиза, одновременно протекающего с осмосом, происходит изменение pH жидкой фазы в межэлектродном пространстве.

Механизм электрокинетического процесса обуславливает использование электроосмоса для интенсификации процесса подземного выщелачивания урана из глинистых руд.

На рис. 33 приведены результаты опытов по наложению электрического поля на рудоносный глинистый пласт.

Наложение электрического поля приводит к определенному перемещению урана в межэлектродном пространстве и к значительной проницаемости рудного пласта. Исследования в этом направлении еще не вышли из стадии лабораторных работ. Физико-химическая сущность процесса не вызывает сомнений, однако его экономика еще не ясна.

## 7. КОНТРОЛЬ ПРОЦЕССА

Основное внимание уделяется контролю за дебитом разгрузочных скважин и содержанием урана в продукционных растворах. В зависимости от местных условий эти параметры контролируют раз в смену или чаще. Подачу реагента (концентрация, объем) в закачные скважины проверяют ежедневно и ежесменно.

Контроль за движением рабочего потока можно осуществлять по анализам продукционных растворов и растворов из наблюдательных скважин на содержание растворителя в свободной и связанной формах. При использовании серной кислоты как растворителя, контроль производят по анализу иона  $\text{SO}_4^{2-}$ . По полученным данным строят карты гидроизогипс.

Процесс переработки продукционных растворов контролируют по стандартным схемам в зависимости от применяемого метода. Отработка участка рудного полигона считается законченной, если после промывки пласта в получаемых растворах содержание урана снижается до предельного минимума. Заключительный контроль производят по анализу рудных проб (кернов) после окончания процесса выщелачивания.

## 8. МИГРАЦИЯ РАСТВОРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

При подземном выщелачивании (фильтрационном) неизбежно происходят процессы диффузионного массообмена с покрывающими и подстилающими породами рудного пласта, которые приводят к потерям урана.

В безрудных подстилающих глинах, под урансодержащим пластом, при контакте с урановым раствором протекают процессы взаимодействия с глинистыми минералами, которые обуславливают процесс миграции урана и растворителя. Исследования показали, что скорость миграции растворов зависит от градиента концентраций урана в филь-

тующем потоке и в поровом растворе глинистой породы, контактирующей с этим потоком.

Потери урана из-за миграции в начальный период выщелачивания могут достигать до 10% относительно количества выщелоченного урана. Однако при дальнейшем выщелачивании и особенно при промывке пласта эти потери резко снижаются вследствие обратного перехода урана из пустой породы в промывочный раствор. Скорости прямого и обратного процессов примерно одинаковы. Содержание урана в подстилающих и покрывающих породах после окончания подземного выщелачивания руды не превышает в местах контакта 0,005%.

С целью снижения потерь урана следует стремиться к меньшему времени контакта богатых урановых растворов с глинистым пластом и вмещающими породами. Это условие лучше всего выполняется при «наступающем» порядке обработки залежи, описанном в предыдущем разделе 6.

Применение промывки пласта значительно снижает потери урана под действием миграции.

Миграция других естественных радиоактивных элементов, переходящих в некоторой степени в растворимую форму при подземном выщелачивании, также практически не существенна, что обусловлено сорбционными и нейтрализующими свойствами горных пород.

$Ra^{226}$  сорбируется глинами из кислого раствора на 80—90% уже при  $pH = 1,0$ ; все остальные радиоактивные изотопы, в соответствии с их химическими свойствами, переходят из раствора в осадок при значениях  $pH$  от 3 до 8. Поэтому небольшое количество мигрирующих радиоактивных элементов быстро локализуется в зонах, непосредственно примыкающих к выщелачиваемому рудоносному пласту.

При использовании растворов кислот для выщелачивания миграция ионов  $SO_4^{2-}$ ,  $Cl^-$ ,  $NO_3^-$  более глубокая. Ион  $SO_4^{2-}$  локализуется в основном карбонатными минералами (кальцит и др.), которые всегда присутствуют в рудных пластах. Ионы хлора и нитрат-ионы обладают большей подвижностью, однако коэффициенты диффузии их в породах невысоки [32]. Кроме того, применение соляной и азотной кислот в гидрометаллургии урана в настоящее время весьма ограничено [6].

Оснащение рудного полигона, используемое для осуществления подземного выщелачивания, обеспечивает определенную направленность рабочих растворов. Потери



растворов, обусловленные растеканием по боковым породам и капиллярными явлениями, незначительны. Большинство осадочных месторождений приурочено к водоносным горизонтам, поэтому необходимо следить за характером гидравлической взаимосвязи рудного пласта со смежными водоносными горизонтами. Это способствует борьбе с утечками растворов.

## 9. ЭКОНОМИКА ПРОЦЕССА

Экономика процесса подземного выщелачивания определяется количеством операций и их стоимостью по сравнению с традиционным механическим методом добычи. Процесс подземного выщелачивания в пластовых условиях принципиально отличается от традиционного метода ведения горных работ. В нем исключаются все операции горного дела: проходка шахт, организация карьеров, разрушение рудных массивов, выемка руды, ее измельчение и т. д. и производится одна операция — бурение и оборудование скважин. В связи с этим капитальные затраты на выпуск 1 кг урана при подземном выщелачивании руды существенно снижаются по сравнению с затратами по обычному горно-технологическому комплексу.

При этом значительно повышается производительность труда и улучшаются условия работы горнорабочих. Снижается стоимость добываемого урана, что открывает дополнительные перспективы для рентабельной отработки этим методом бедных урановых руд, которые по обычной технологии перерабатывать неэкономично.

Вовлечение в промышленную эксплуатацию бедных руд позволяет более полно использовать недра и повышать ресурсы дешевого металла, что необходимо для осуществления процесса по мирному использованию атомной энергии.

## Глава 5

### КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ. ШАХТНЫЕ ВОДЫ

В зависимости от системы отработки месторождения потери балансовых урановых руд составляют от 5 до 15% общих запасов [68].

В Канаде потери урана оцениваются при проведении горных работ в 20% (главным образом в целиках) и 5%

при переработке руды [69]. Эти потери представляют собой руду, оставшуюся в целниках, невыбранную из-за пезначительного объема в небольших дайках, выклиниках, разубоженную из-за небольшой мощности рудоносного пласта, закладки выработанного пространства и т. д.

На некоторых месторождениях балансовые руды окружены ореолом забалансовых руд, которые обычно не добывают и оставляют под землей.

Немалые потери урана при отработке месторождений происходят с шахтными водами, которые довольно часто сбрасываются во внешнюю среду без извлечения растворенного урана. Во Франции, например, они оцениваются в 2,3% ежегодно добываемого урана [70].

Не удивительно, что эти источники дополнительного урана в последнее время привлекают внимание ряда стран (СССР, Франция, Португалия, Канада, США). Здесь интенсивно ведутся исследовательские и опытные работы по изысканию дешевых методов извлечения урана из указанных потерь. При этом находят применение химические методы добычи урана (*in situ*).

### 1. КОМБИНИРОВАННАЯ СХЕМА: НАГНЕТАТЕЛЬНЫЕ СКВАЖИНЫ — ДРЕНАЖНЫЕ ШТРЕКИ

На рис. 34 показана схема, в которой дренажное устройство выполнено не разгрузочными скважинами, а подземными штреками (квершлагами): Закачные скважины бурятся с поверхности [2].

Такая схема наиболее применима для действующих рудников, в которых по тем или иным причинам оставляют неотработанными рудные тела.

Прием продуктивных растворов в горные выработки не вызывает каких-либо

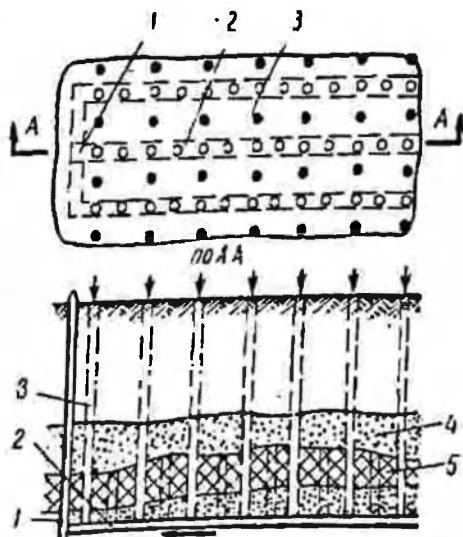


Рис. 34. Комбинированная схема, состоящая из вертикальных нагнетательных скважин и дренажных штреков (квершлагов):

1 — шахта; 2 — дренажные штреки; 3 — нагнетательные скважины; 4 — водоносный горизонт; 5 — рудное тело.

осторожней, если предусмотрена надежная гидроизоляция дренажных канав в штреке и сама выработка не имеет прямой связи с очистным пространством, где ведутся горные работы. Применение в данном случае кислотных растворителей менее желательно.

Бурение закачных скважин можно производить не только с поверхности, но и из самих выработок. При этом формируется схема, состоящая из системы горных выработок, в которые собираются растворы, и закачных скважин, закладываемых непосредственно из этих или соседних выработок.

Выбор той или иной системы производится по местным условиям рудников.

В Канаде [63] для извлечения урана из заброшенных рудных участков, в которых пройдены горные выработки, подачу растворителя (воды) в очистное пространство производят вручную из шлангов в самой выработке. Образующиеся ураносодержащие воды собирают по штрекам в сборные зумпфы, из которых их откачивают на поверхность для дальнейшей переработки.

## 2. ПЕРЕРАБОТКА СТАРЫХ ЗАКЛАДОК И ПОТЕРЬ ПРИ ОЧИСТНОЙ ДОБЫЧЕ

В Чехословакии проверялось извлечение урана из руд оставленных при добыче [3]. Процесс осуществлялся в шахте, в старых горных выработках, в которых растворителем орошались закладки блоков, состоящие из разрушенной породы. Рудоносная часть этой породы была в свое время добыта, но при этом были допущены значительные потери. Закладки состояли из пустой породы, перемешанной с урановой рудой.

Установлено, что выпуск руды из этих закладок, транспортировка ее на поверхность, дробление и измельчение экономически не оправданы. Кроме того, остаются незаложенными пустоты, увеличивающие опасность обрушения блока и выработок.

В качестве растворителя использовали 5—7%-ный раствор серной кислоты. Для дренирования продукционного раствора под нижним штреком целик пробуривали шпурами через 1 м или пробивали в нем вспомогательный восстающий.

Если закладка под давлением окружающих пород спрессовывалась, и перколяция растворов протекала не

удовлетворительно, то для улучшения просачивания часть закладки выпускали или разрыхляли гидромеханическим путем, а иногда и взрывом. Растворитель подавали сверху через специальные брызгала. Продукционный раствор собирался в нижних выработках, откуда его откачивали на поверхность.

В Канаде [63] уран извлекается методом подземного выщелачивания из потерь очистной добычи и заброшенных рудных забоев и выработок. Такое же подземное выщелачивание, но с применением бактериального процесса осуществляется и на урановых шахтах в Милликене (Канада) [61]. Рудники вступили в действие в 1958 г. На одном из них (Стенрок) месторождение вскрыто двумя стволами, угол падения рудного пласта  $14-18^\circ$ , мощность его 3,4 м. На руднике в Милликене два пласта: верхний мощностью 3—4,6 м и нижний мощностью 1,8—2,4 м. Месторождение тоже вскрыто двумя стволами [1].

Стимулом для организации процесса подземного выщелачивания явились наблюдения за шахтными водами, которые из года в год становились более кислыми, чем в начале эксплуатации рудника. Прогрессирующее закисление шахтных вод стало представлять угрозу для откатных засосов и труб.

По мере снижения рН откачиваемых вод в них увеличивалось содержание урана, которое достигло 15,0 мг/л. Такое закисление шахтных вод объясняется деятельностью бактерий, так как в рудах Стенрока содержалось от 10 до 15% пирита.

Начиная с 1963 г. на шахтах Стенрока организован промышленный процесс, в результате которого происходит повышение содержания урана в шахтной воде и увеличивается количество шахтных вод искусственным путем за счет максимальной производительности горно-осушительной системы.

Применяется система промывок большим объемом воды заброшенных рудных забоев и система орошения штабелей руды в подземных выработках. Промывку забоев осуществляют вручную из шлангов вниз и вверх по простиранию, по определенному графику. Выщелачивание рудных штабелей производится путем орошения через брызгала. Получаемый урансодержащий раствор ( $pH = 2,3$ ) стекает по наклонным штрекам в сборные зумпфы. После нейтрализации аммиаком пульпу из зумпфов откачивают насосами в три ступени на поверхность.

Промывка рудного материала (скальные породы) осуществляется непрерывно в течение трех месяцев, затем следуют периоды выстаивания. Общая длительность процесса подземного выщелачивания достигает в некоторых забоях 2—3 года.

В табл. 8 приведены средние анализы рудного слоя и воды, полученной от промывки очистных забоев.

Таблица 8

Средние анализы рудного слоя и воды,  
полученной от промывки очистных забоев  
(трехмесячный цикл)

Содержание $U_3O_8$ в руде, г/т	Содержание $U_3O_8$ в воде после промывки, г/м <sup>3</sup>	Содержание $U_3O_8$ в руде, г/т	Содержание $U_3O_8$ в воде после промывки, г/м <sup>3</sup>
2000	645	875	98
1920	436	825	73
1420	182	810	124
1210	216		

Примечание: Среднее содержание урана в воде после промывки — 113 мг/л, pH=2,3

Очистные забои, в руде которых содержание урана снижалось после промывки до 91 г  $U_3O_8$ /т, исключены из процесса дальнейшего выщелачивания.

Описанный процесс подземного выщелачивания, по мнению Степковской горной компании [63], считается рентабельным. Стоимость получаемого урана оценивается в 0,55—0,68 долл. за 1 кг. За 1963 г. добыто указанным путем 48 т урана в пересчете на  $U_3O_8$ . Себестоимость урана зависит в основном от расходов по перекачке растворов на поверхность и от затрат на обслуживание. Возможно дальнейшее снижение стоимости урана, получаемого путем использования этих вод для подземного выщелачивания.

Технический анализ процесса показал, что бактериальная активность способствует естественному переходу урановых минералов в растворенную форму. Бактерии проникают в скальную породу на глубину до 6,0 мм и более. Для безопасного ведения подземного выщелачивания перед началом процесса необходимо обследовать в заброшенных горных выработках состояние путепроводов и грунтовые

условия, восстановить и поддерживать вентиляцию, креп-  
ления и т. д.

Продукционные растворы помимо урана содержат ред-  
кие земли и торий в значительных количествах. Поэтому  
открывается перспектива комплексного извлечения из  
растворов этих элементов.

В Милликене [61] выщелачивание урановых руд на  
месте залегания осуществлялось путем использования  
активности бактерий (*Thiobacillus ferrooxidans*). Работы  
начались в 1964 г. после прекращения обычных горных  
работ на этом руднике. Для подземного выщелачивания

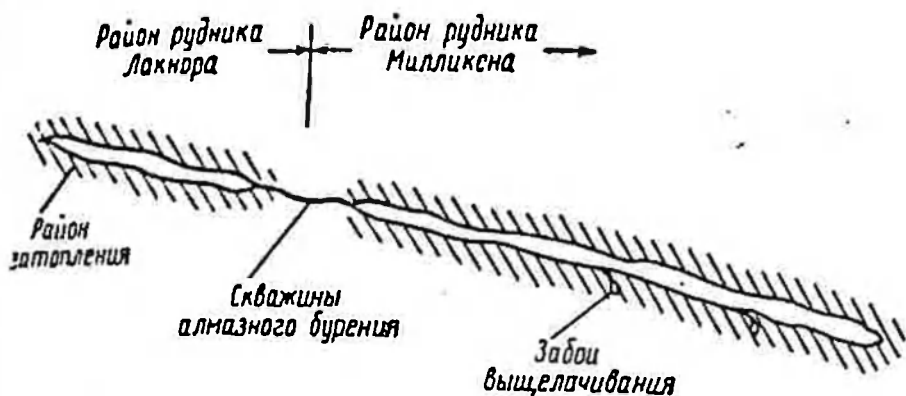


Рис. 35. Подземные выработки шахт Лакнора и Милликена  
(Канада).

было выделено около 100 заброшенных очистных забоев,  
в которых имелись урановые руды забойной крупности,  
потерянные при очистной добыче.

Шахта в Милликене была удобно расположена для осу-  
ществления подземного выщелачивания. В смежном хо-  
зяйстве Рио-Алгом шахта Лакнора, закрытая несколько  
ранее, содержала большое количество воды, которая могла  
быть использована для промывки очистных забоев в Мил-  
ликене (рис. 35). По своему расположению шахта Лакнора  
имела наклон в сторону шахты Милликена и служила при-  
родным резервуаром растворителя — кислой шахтной  
воды.

Была пробурена серия скважин через горный массив,  
соединяющий районы шахт Лакнора и Милликена ниже  
уровня воды, находящейся в выработках шахты Лакнора.  
Со стороны шахты в Милликене сделано соответствующее  
запорное устройство для контроля за расходом воды.  
В связи с длительным пребыванием в горных выработках

вода в шахте Лакнора имела пониженное значение pH (табл. 9).

Таблица 9  
Состав воды в шахте Лакнора

Компонент	Содержание, г/л	Компонент	Содержание, г/л
U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	0,07	CaO	0,39
Th	0,004	MgO	0,056
Fe <sup>2+</sup>	0,03	NO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	0,008
Fe <sup>3+</sup>	0,32	PO <sub>4</sub> <sup>3-</sup>	0,0017
K	0,02	pH	3,45

С помощью вентилях, смонтированных со стороны Милликена, вода распределялась через пробуренные скважины по двум уровням в 100 очистных забоях. Для такого распределения были использованы трубы из пластмасс.

Практиковались два способа отмычки растворимого урана в очистном забое — разбрызгивание воды через брызгала и поливка из шлангов по методу, применяемому в Степнике. В некоторых случаях применяли и то и другое. Очистные забой имели ширину 1,84 м, длину 60 м.

Отмычка растворенного урана продолжалась в течение трех месяцев, после чего очистной забой выдерживали без орошения тоже три месяца, чтобы создать условия для развития бактерий.

Воды со средним содержанием урана 135 мг/л собирались в зумпф, где происходила нейтрализация аммиаком до нейтральной реакции. После нейтрализации пульпа по железному трубопроводу откачивалась на поверхность и поступала на гидromеталлургический завод, где подкислялась до pH = 2,0 и подвергалась ионообменной обработке. Среднее извлечение урана из воды 99,0%. Уран десорбировался с ионообменной смолы с помощью нитратного элюирования. Раствор после десорбции содержал от 9 до 14 г/л урана.

Промышленная добыча урана подземным выщелачиванием продолжалась в течение года, и за это время было извлечено 57,5 т урана.

Недостатком описанных двух способов подземного выщелачивания является присутствие горнорабочих в выработках, смывающих из шлангов высоконапорной струей растворимый уран.

Во Франции [71] выщелачивание урановых руд на месте их залегания осуществляется на одном из месторождений путем откачки естественных шахтных вод при осушении горных участков и искусственным орошением кислотой уже отработанных участков. Получают до 30 м<sup>3</sup>/ч растворов со средним содержанием 100 г урана в 1 м<sup>3</sup>. Добыча урана химическим путем составляет 20—24 т в год.

### 3. ШАХТНЫЕ ВОДЫ

Шахтные воды являются неотъемлемой частью горного дела. По своей природе это грунтовые воды, их откачивают на поверхность равномерно или периодически в зависимости от объема. На урановых рудниках шахтные воды содержат то или иное количество растворенного урана. Переход урана в шахтные воды вызывается процессами, протекающими в природных условиях, — растворением бикарбонатами, солями железа, бактериальной активностью и пр.

Химический состав шахтных вод может колебаться в довольно широких пределах, что связано с разнообразным составом урановых руд (табл. 10) [41].

Таблица 10

Примерный химический состав шахтных вод

Компонент	Содержание, мг/л	Компонент	Содержание, мг/л
U	0,3—10,0*	Fe (общее)	0,5—1,0
Ra <sup>226</sup> , кюри/л	(5—10) · 10 <sup>-11</sup>	Cl <sup>-</sup>	20—300
Rn, кюри/л	(5—100) · 10 <sup>-11</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	80—500
Na+K	40—150	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	20,0—400,0
Ca	100—300	Сухой остаток	500—1000
Mg	10—40	pH	2,5—7,5

\* Содержание урана может быть и большим в зависимости от дебита.

Количество получаемых шахтных вод весьма различно, оно может достигать нескольких тысяч кубических метров в сутки. При прямом сбросе этих вод во внешнюю среду с ними теряется довольно значительное количество урана и происходит загрязнение гидрографической среды. В СССР шахтные воды подвергают очистке в целях их обезвреживания припутном извлечении урана [41].



Как уже указывалось, в Канаде в некоторых рудниках используют искусственное увеличение шахтных вод с целью извлечения из них растворенного урана.

На рудниках Франции [72] получают урансодержащие воды порядка 20—30 мг/л со средним содержанием урана в них 100 мг/л. На рудниках США шахтные воды рассениваются как дополнительный источник дешевого урана.

Наиболее простым методом извлечения урана из шахтных вод является обработка их известью. При этой обра-

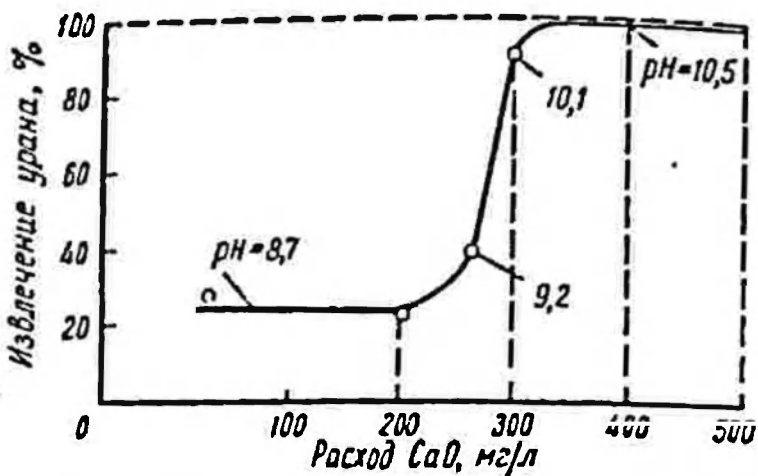


Рис. 36. Извлечение урана в зависимости от расхода CaO.

ботке получают урансодержащий осадок известни, который в дальнейшем используют на химическом урановом заводе [41, 72].

Шахтные воды перемешивают при обычной температуре с небольшим количеством суспензии технической  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , содержащей около 100 г/л CaO, до pH = 10,0—10,5. Растворенный уран переходит в осадок гидроксида кальция с коэффициентом концентрирования около 1000—1200. Это значит, что если исходный раствор содержит, к примеру, 1 мг урана в 1 л, то получаемый осадок имеет 0,1—0,12% урана. Процесс выделения урана протекает достаточно быстро, и время контакта исходного раствора с известью не превышает 10—30 мин. Оптимальный расход CaO колеблется в пределах 0,3—0,5 г/л исходной воды в зависимости от содержания солей. Остаточное содержание урана в шахтной воде после обработки известью не выше 0,05—0,1 мг/л.

Контакт исходной воды с известью осуществляют в аппаратах с мешалками. В отдельных случаях такое пере-

мешивание можно производить воздухом или в самом центробежном насосе, перекачивающем шахтную воду. Отделение раствора от осадка извести производят различными путями: фильтрованием, отстаиванием, гидроциклонированием.

На рис. 36 показано извлечение урана из шахтной воды, содержащей 3 мг урана в 1 л в зависимости от расхода СаО.

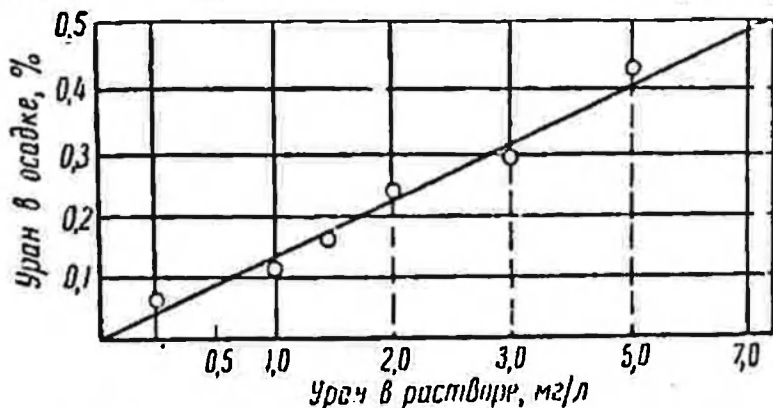
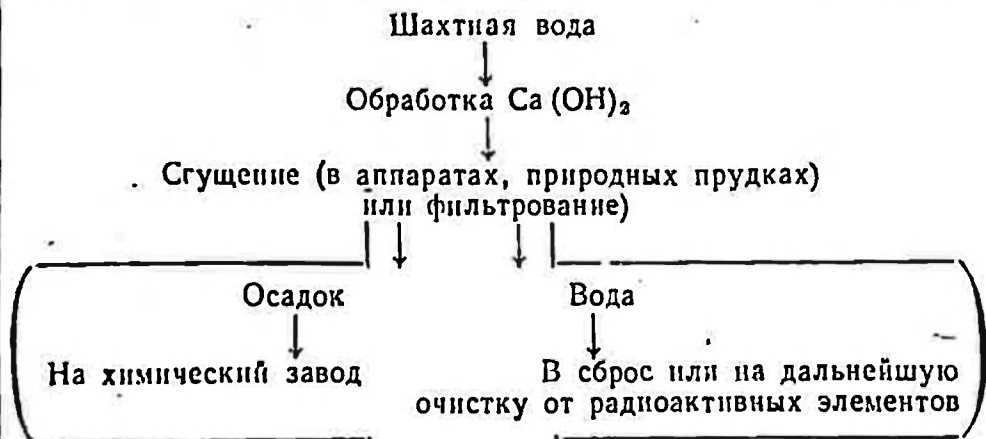


Рис. 37. Содержание урана в осадке в зависимости от концентрации его в растворе.

На рис. 37 приведена зависимость содержания урана в осадке от концентрации его в исходной воде при расходе СаО 0,5 г/л.

Для очистки шахтных вод по указанному методу рекомендуется следующая принципиальная схема [41, 72].



Технико-экономические показатели:

Расход СаО	0,35 кг/м <sup>3</sup>
Расход СаО (безвозвратный)	0,1 кг/м <sup>3</sup>
Выход известкового осадка	0,5 кг/м <sup>3</sup>
Содержание урана в известковом осадке по коэффициенту концентрирования	1000—1200
Содержание урана в сбросной воде	0,01—0,05 мг/л

Во Франции извлечение урана из шахтных вод на рудниках производят [72] с помощью извести.

Исходная шахтная вода имеет следующий состав (мг/л):

U . . . . .	100	SiO <sub>2</sub> . . . . .	66
Fe <sup>2+</sup> . . . . .	следы	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup> . . . . .	1690
Fe <sup>3+</sup> . . . . .	53	pH . . . . .	2,9
Al <sup>3+</sup> . . . . .	25	Ek . . . . .	.530 мв
PO <sub>4</sub> <sup>3-</sup> . . . . .	следы		

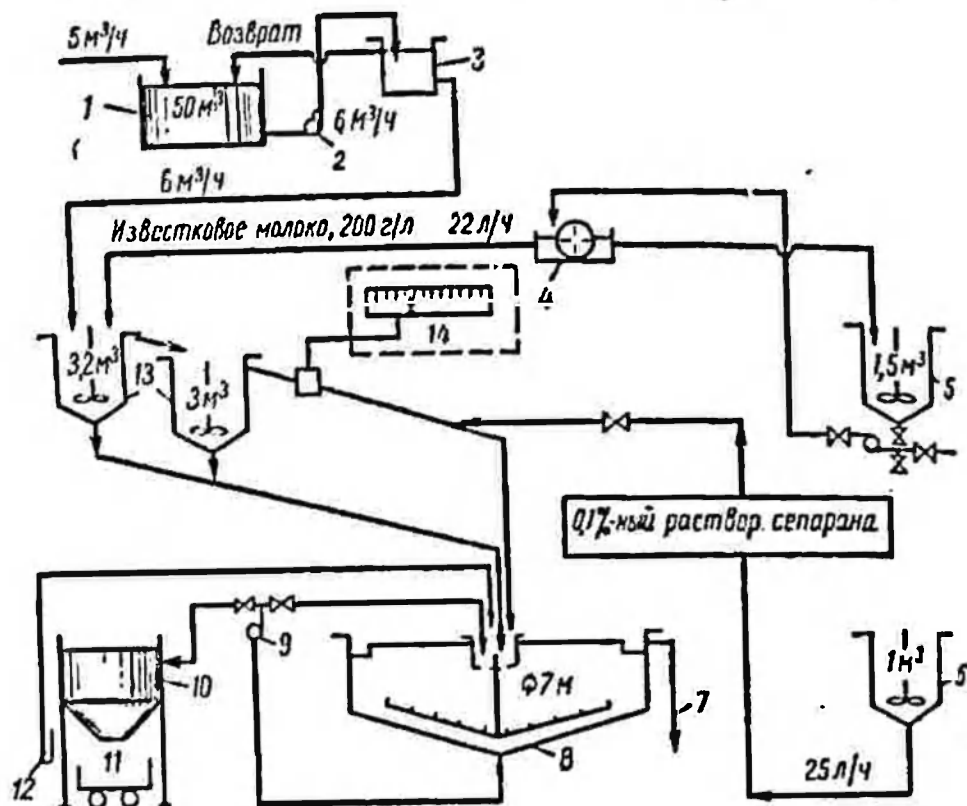


Рис. 38. Переработка шахтных вод во Франции:

1—сборник (50 м³); 2—насос (6 м³/ч); 3—мерник (400 л); 4—распределитель известкового молока; 5—реактор для приготовления известкового молока; 6—реактор для приготовления флокулянта (сепаран); 7—верхний слка сгустителя (4025 л/ч); 8—сгуститель диаметром 7 м; 9—насос Дорра; 10—фильтр-пресс; 11—тележка для уранзта; 12—насос; 13—реакторы с мешалкой; 14—регистрирующий рН-метр.

Установка по переработке шахтных вод показана на рис. 38. Воду перекачивают из шахты насосом в сборный бассейн емкостью 50 м³, откуда подают в два чана для нейтрализации. В первый чан поступает известковое молоко, которое готовят раз в сутки. Расход реагента регулируют автоматически с помощью рН-метра. Электроды рН-метра установлены на выходе из второго нейтрализатора.

Раствор сепарана (для улучшения сгущения) приготавливают также раз в сутки. Рассчитанное его количество по желобу подают в пульпу, выходящую из второго нейтрализатора на входе в сгуститель. Осветленный слив сгустителя сбрасывают, а нижний слив насосом подают в фильтр-пресс. Затем осадок выщелачивают серной кислотой.

На установке выполняют технологические операции: нейтрализацию, осветление, декарбацию и выщелачивание осадка урана кальция серной кислотой.

Технико-экономические показатели:

Производительность . . . . .	5 м <sup>3</sup> /ч
pH перед нейтрализацией . . . . .	3
Длительность нейтрализации . . . . .	1 ч
Содержание урана в шахтной воде . . . . .	100 мг/л
Расход известки . . . . .	500 г/м <sup>3</sup>
pH после нейтрализации . . . . .	8—9
Расход сепарана . . . . .	3 г/м <sup>3</sup>
Скорость осветления . . . . .	2 м/ч
Содержание урана в верхнем сливе сгустителя . . . . .	1 мг/л
Вес твердого в нижнем сливе сгустителя . . . . .	35 г/л
Содержание урана в осадке (считая на сухое) . . . . .	12%
Расход серной кислоты на выщелачивание урана из известкового осадка . . . . .	9 кг/кг урана
Длительность выщелачивания . . . . .	1 ч
pH конечное . . . . .	1,2
Степень извлечения урана . . . . .	99,8%

На руднике Шапель во Франции в 1966 г. извлечено из шахтных вод 4 т урана, на руднике Фане в 1967 г. было намечено добыть из шахтных вод 25 т урана [72]. Процесс извлечения урана рентабелен.

Выделение урана из шахтных вод лучше осуществлять с помощью ионообменных смол [40, 41]. Для этого используют сильно- и слабоосновные аниониты типа АМ, АМП, АН-2Ф, ЭДЭ-10, катионит СГ-1 и неорганические сорбенты — гель фосфата кальция (ГФК), титаногель (ТГ) и т. п.

Сорбция урана производится в динамических условиях при скорости фильтрации воды 7—8 м/ч, при этом на один объем сорбента перерабатывается до 1600 и более объемов шахтной воды.

Установка обычно состоит из трех сорбционных колонн, которые могут быть включены в работу последовательно или параллельно (табл. 11). В отдельных случаях извлечение урана может осуществляться на одной колонне с послойной загрузкой и выгрузкой сорбента.

Таблица 11

Результаты работы сорбционной установки по извлечению урана из шахтных вод (по данным одного из рудников СССР)

Отношение количества объемов воды к объему набухшего сорбента в одной колонке	Содержание урана за слоем сорбента, мг/л		
	1-я колонка	2-я колонка	3-я колонка
700	Не обнаружено	Не обнаружено	Не обнаружено
1200	»	»	»
2100	0,025	»	»
2700	0,050	»	»
3300	0,075	»	»
4680	0,10	0,05	»
5150	0,25	0,075	0,05
7000	1,2	0,42	0,05

Неорганические сорбенты ГФК и ТГ при прочих равных условиях способны перерабатывать до 700 объемов шахтной воды одним объемом сорбента.

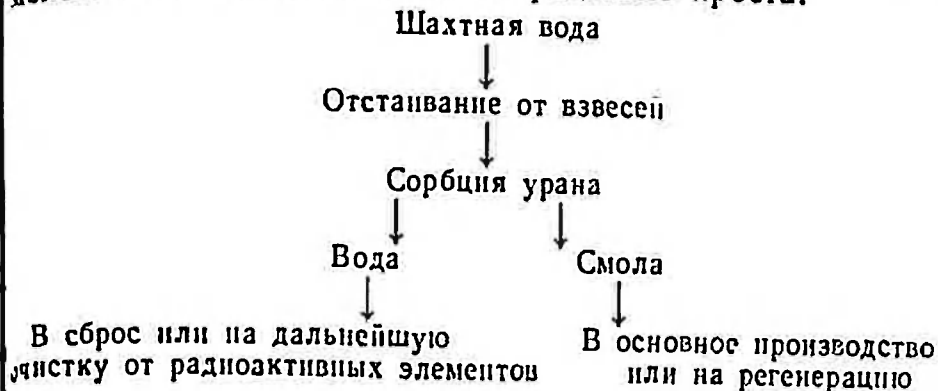
При извлечении урана из шахтных вод с помощью катионита марки СГ-1 технологические показатели следующие (по данным одного из рудников СССР, осуществляющего обезвреживание шахтных вод с попутным извлечением урана [41]):

Содержание урана в исходной воде . . . . .	0,3—0,5 мг/л
Содержание солей в исходной воде . . . . .	0,4—0,5 г/л
pH исходного раствора . . . . .	6,1—7,3
Остаточное содержание урана в воде после сорбции . . . . .	0,01—0,012 мг/л
Емкость смолы до проскока . . . . .	3—4 мг/г

Сорбция урана производится в динамических условиях в одной колонне с линейной скоростью просачивания от 1 до 3 м/ч.

Фосфорсодержащие соединения целлюлозы являются неплохими сорбентами урана [73]. Для их приготовления используют хлопок, ткани и другие аналогичные материалы, которые пропитывают раствором следующего состава (%): мочевины — 49,6, фосфорная кислота — 18,4 вода — 32,0. Затем пропитанный сорбент высушивают при 150° С.

Технологическая схема обработки шахтных вод с применением ионообменных смол предельно проста:



#### 4. ПЕРЕРАБОТКА ШАХТНЫХ ВОД С КОМПЛЕКСНЫМ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ

В США с помощью ионообменного процесса извлекается около 70 кг в сутки дешевой товарной  $U_3O_8$  из вод урановых шахт района Амброзья-Лейк [74].

Шахтные воды содержат от 2 до 20 мг/л урана. Установка состоит из двух колонн диаметром 2,4 м, высотой 4,3 м, соединенных последовательно. Исходная вода содержит заметные количества твердых взвесей и поступает в сорбционные колонны снизу вверх. Насыщенная смола десорбируется раствором  $NaCl$  и  $NaHCO_3$ .

Значительными потенциальными ресурсами урана на медных рудниках являются кислые растворы от выщелачивания рудных хвостов.

На западе США в 14 шахтах [74] получают около 150 м<sup>3</sup>/мин растворов от выщелачивания медистых хвостов, в которых содержится от 1 до 12 мг/л  $U_3O_8$ . В этом районе медь добывают в основном из горных залежей карьерным способом. При добыче удаляется большое количество рудных хвостов с небольшим содержанием меди. Из этих хвостов извлекают медь путем выщелачивания и цементации.

Производство меди таким путем с каждым годом увеличивается и в ближайшие несколько лет, по-видимому, пре-

Таблица 12

Состав растворов от выщелачивания меди из хвостов, г/л

$U_3O_8$	Cu	$Fe^{2+}$	$Fe^{3+}$	Al	Mg	$SO_4^{2-}$
0,01	0,01	7,0	0,3	6,5	8,0	70,0

высигт 200 000 т в год. Состав растворов от выщелачивания меди из хвостов приведен в табл. 12.

Для попутного извлечения урана из этих растворов проверялись процессы экстракции и сорбции.

Для экстракции были использованы третичный амин (трикаприламин) с прямой цепью и аммиачное соединение четвертичного амина (трикаприлметиламмонийхлорид).

Извлечение урана из шахтных вод проверяли на смеси: 2% амина, 1% изодеканола и 93% керосина.

Сорбционное извлечение осуществлялось в колонне с послойной выгрузкой и загрузкой ионита, причем емкость сорбента была равна 13 г  $U_3O_8$  на 1 л.

Технологический анализ показал, что извлечение урана из бедных растворов с помощью жидкостной экстракции технически осуществимо, но использование ионообменного процесса более экономично.

В ближайшее время намечается получать уран (более 2 т в сутки) путем попутного извлечения из растворов от выщелачивания меди из хвостов.



## Глава 6

### МЕТОДИКА ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ И ПОЛЕВЫХ ИСПЫТАНИЙ

Методы изучения процесса подземного выщелачивания отличаются от обычных методов исследования, применяемых в стандартной гидрометаллургической технологии. Основное различие заключается в том, что необходимо учитывать своеобразие кинетики процесса и формирования химических растворов в условиях осуществления процесса на месте залегания руды.

Исследования по изучению метода подземного выщелачивания подразделяются на три последовательно выполняемые стадии: лабораторные работы, моделирование, проверку полученных данных в укрупненных испытаниях и в полевых условиях.

Количество проверяемого рудного материала меняется от обычных навесок в лабораторных опытах до сотен килограммов при моделировании и до десятков и сотен, даже тысяч, тонн при укрупненных и полевых испытаниях.

## 1. ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ

Основной задачей лабораторных работ является всестороннее опробование рудного материала, предназначенного для подземного выщелачивания.

Под термином «опробование» понимается процесс отбора и обработки проб, взятых из коренных месторождений, с целью определения физических и химических свойств руды.

При геологических изысканиях опробованием устанавливают состав руды, определяют ее запасы и оконтуривают границы месторождения [75].

При горно-эксплуатационных работах опробованием решается вопрос о направлении горных работ, а выбор технологической схемы отработки месторождения производится на основании химических и гидрогеологических испытаний проб исходной руды.

Одной из важнейших задач лабораторных исследований является определение вещественного состава руды. На основании минералогических анализов изучается характер генезиса и минерализации урана как в направлении залегания, так и простирания месторождения. Данные этих анализов помогают корректировать разведочные и горно-подготовительные работы.

Минералогическое исследование проб дает возможность выявить структурные особенности и состав руды, а также характер ассоциации минеральных компонентов, их взаимное прорастание и возможную схему технологической отработки.

Минералогические пробы делятся на качественные и количественные. Первые пробы можно назвать минералогическими образцами, которые должны отражать качественный состав, текстурные (пространственное распределение минеральных компонентов) и структурные особенности (размер и форма минеральных включений) урановой руды. Вторые пробы необходимы при химической обработке материала. Просматривая под микроскопом исходное сырье, можно определить степень раскрытия (обнажения) минеральных компонентов. Изучая под микроскопом шлифы руды от различных стадий химической обработки, можно становить степень происшедших изменений структуры, зрелости и минерализации исходной руды.

Для определения химического состава руды отбирают представительную, так называемую химическую пробу.



Технологическая проба служит для исследования сырья с целью установления подходящей схемы его выщелачивания применительно к подземным условиям. На этой пробе определяют подходящий реагент, его общий расход и на реакцию с рудой проверяют степень извлечения урана в раствор, концентрацию его в продукционных растворах

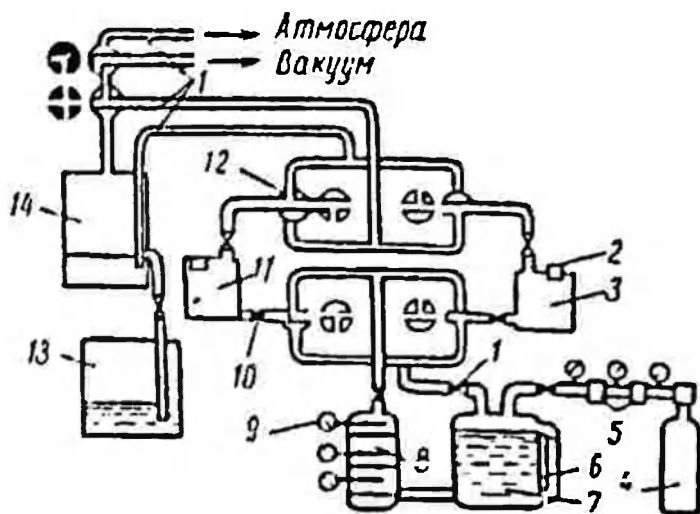


Рис. 39. Схема лабораторной установки по изучению подземного выщелачивания полезных ископаемых:

1—соединительные шланги; 2—электроды для замера ЭДС и рН; 3—емкость для отбора фильтрата; 4—баллон со сжатым азотом; 5—редукционные клапаны; 6—водомерное стекло; 7—емкость высокого давления; 8—манометр; 9—место отбора пробы; 10—собирающая емкость; 11—трехходовой кран; 12—приемная емкость; 13—буферная емкость.

и т. д. Особое внимание уделяют при этом гранулометрической характеристике пробы и определению коэффициента фильтрации.

Технологические опыты проводятся в динамических условиях, хотя отдельные параметры можно проверять и в статических условиях.

Изучение капиллярного выщелачивания крупнокусковой руды забойной крупности возможно лишь в укрупненных опытах, при этом наряду с общим извлечением урана определяется также его извлечение по классам крупности.

Результаты лабораторных исследований выражают в виде определенных зависимостей, характеризующих главным образом степень извлечения урана в раствор от различных факторов: длительности процесса, вида раствори-

его концентрации, крупности руды, условий окисления урановых минералов и т. д. [76].

Извлечение урана подсчитывают по формуле

$$Q = \frac{q_{U_{p-p}} \cdot 100}{q_{U_{p-p}} + q_{U_{xв}}}$$

где  $q_{U_{p-p}}$  — количество урана в растворе;  $q_{U_{xв}}$  — количество урана в хвостах.

Часть опытов проводят в замкнутом цикле с установкой осуществляющей извлечение урана из продукционного раствора. Маточники используют для повторного выщелачивания руды. В отдельных случаях применяют оптико-спектральные и термографические исследования.

Лабораторные работы по определению технологических параметров подземного выщелачивания проводят для каждого месторождения и повторяют для конкретного рудного тела или участка.

На рис. 39 показана схема лабораторной установки для определения параметров подземного выщелачивания (коэффициенты конвективного и диффузионного выщелачивания и др.), а также гидродинамических параметров рудного пласта (пьезопроводимость, проводимость) [2].

Возможны и иные установки для изучения этих вопросов.

## 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ

Основной задачей моделирования является стремление приблизиться к реальным условиям процесса подземного выщелачивания.

Уточнение некоторых параметров на моделях, имитирующих в определенной степени реальные условия процесса, позволяет более объективно и обстоятельно судить о физике и химии рудного тела, гидродинамических условиях, миграции, коэффициентах растворения, степени извлечения и пр.

Исследование на моделях проводят как для изучения капиллярного выщелачивания, так и для выщелачивания в пластовых условиях. Процесс проверяется на нарушенных рудных телах и на образцах рудных монолитов.

На рис. 40 показана схема цепи аппаратов установки по изучению капиллярного выщелачивания урановых руд во Франции [76]. Колонны для выщелачивания имеют диа-

метр 1,7 м, высоту 10 м, в них загружается по 20—30 т руды различной крупности. Раствор от выщелачивания проходит сорбционную установку, и затем маточники обратно возвращаются на повторное выщелачивание. В качестве растворителей используют растворы серной кислоты ( $\text{pH} = 2,0$ ) и соды (5 г/л). Орошение руды осуществляется периодически с небольшой плотностью.

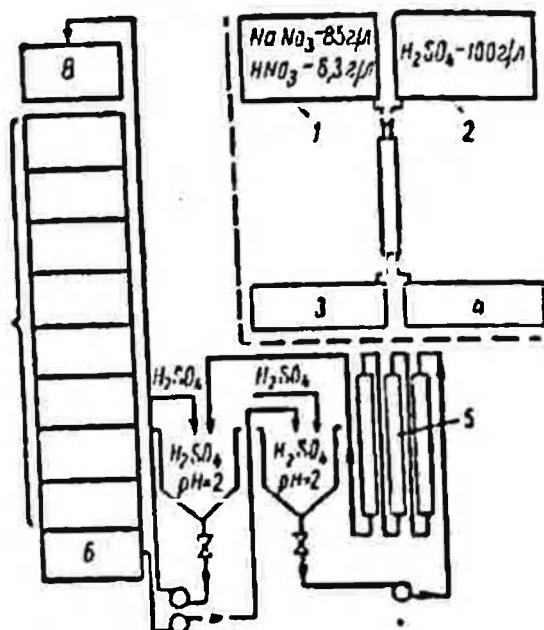


Рис. 40. Схема цепи аппаратов полупромышленной установки:

1 — элюирование; 2 — регенерация; 3 — элюат (60 л); 4 — регенерат (20 л); 5 — ионообменная смола (6 л); 6 — сборник раствора перед сорбцией; 7 — слой руды (7,65 м); 8 — сборник растворов после сорбции.

В СССР для таких испытаний применяют колонны высотой 20 м, в которых уран извлекается из крупнокусковой руды методом капиллярного выщелачивания.

Моделировать процесс подземного выщелачивания из скальных руд можно и с помощью кучного выщелачивания. После окончания опыта руду классифицируют по классам крупности и анализируют на содержание остаточного урана. Общее извлечение определяют по количеству урана, перешедшему в раствор и оставшемуся невыщелоченным в руде.

На рис. 41 а и 42 б приведены типы моделей, используемые для изучения процесса диффузионного и фильтрационного (конвективного) выщелачивания в пластовых условиях.

В подобных моделях изучают влияние природы и концентрации растворителя, скорость фильтрации раствора, миграцию в подстилающие и покрывающие породы, коэффициенты растворения урана. Исследования частично осуществляют с нарушенным рудным телом, так как на образцах монолитов из-за их неоднородности не всегда удается получать сравнимые результаты.

При изучении фильтрационного (конвективного) выщелачивания закладывают слоями в длинные ящики, изготовленные из органического стекла, подстилающую породу, затем рудоносный слой и покрывающую породу. Для рудных монолитов ящики изготовляют из нержавеющей стали несколько меньших размеров.

Монолит предварительно механически обрабатывают до размера ящика и укладывают на слой подстилающей породы, сверху его также покрывают нерудным материалом. Щели между образцом и стенками заливают парафином. Два кармана, в начале и конце модели, имитируют закачное и разгрузочное пространство. Модель устанавливают под определенным углом наклона, и то или иное гидростатическое давление создается столбом жидкости в закачном пространстве. В качестве подстилающей и покрывающей породы используют обычную глину.

После окончания опыта модель разбирают, и ее содержание анализируется химическим, петрографическим и минералогическим путем по вертикальному сечению на различных длинах модели. По этим данным уточняют извлечение урана и миграцию его в подстилающие и покрывающие породы.

Формирование фронта выщелачивания наблюдается по жидким пробам, отбираемым из разгрузочного пространства. Модели загружают различным количеством рудного материала от 30 до 500 кг каждая.

При изучении диффузионного выщелачивания порядок загрузки модели несколько изменяется. На дно ящика укладывают рудоносную глину, затем прослойку нерудоносного кварцевого песка, сверху покрывают рудоносной глиной. Растворитель фильтруется по слою песка, постепенно насыщаясь ураном, извлекаемым из рудоносной глины.

Для определения коэффициента растворения урана при диффузионном выщелачивании применяются модели другого типа. В ящики из органического стекла помещают образцы глинистой руды, которые со всех сторон, снизу, сверху и с боков, отделены от стенок слоем нерудного квар-

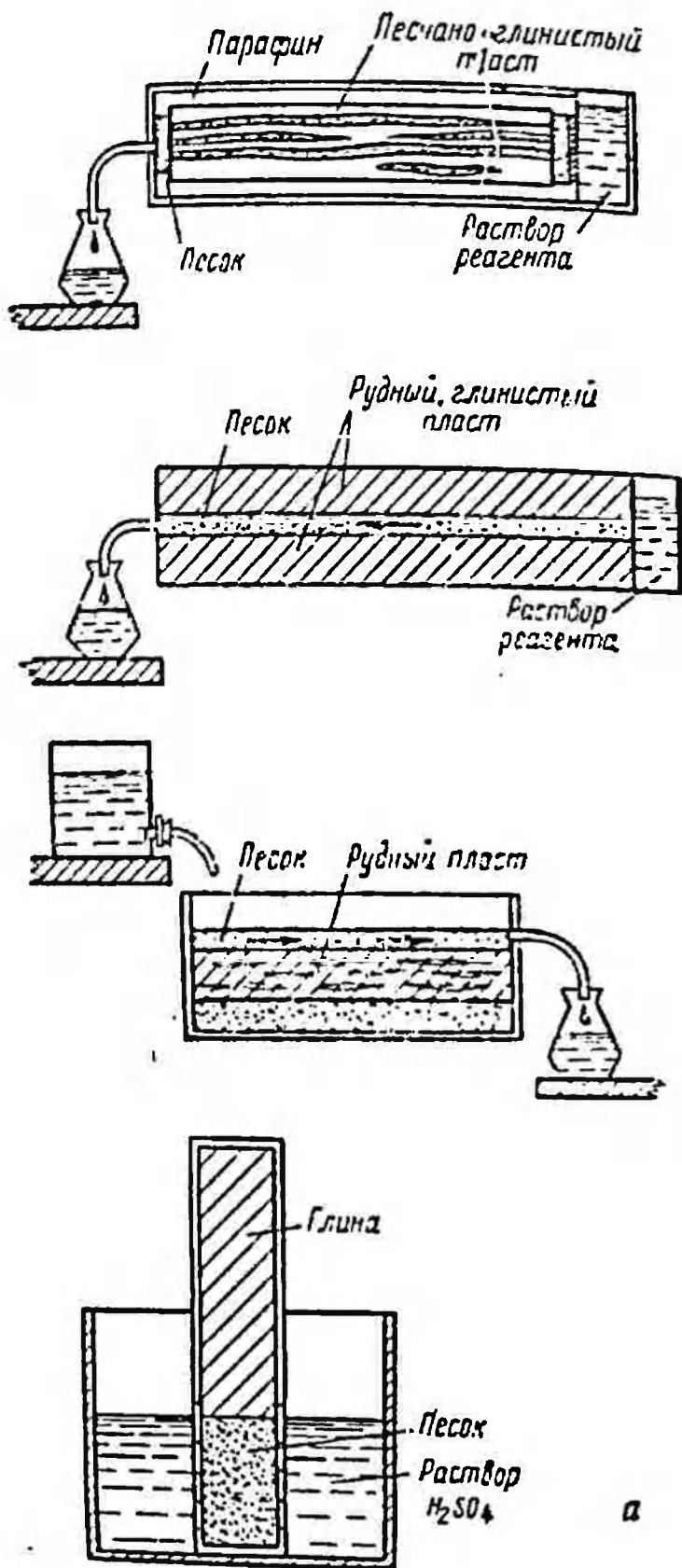


Рис. 41а. Типы моделей для изучения процесса диффузионного и фильтрационного выщелачивания.

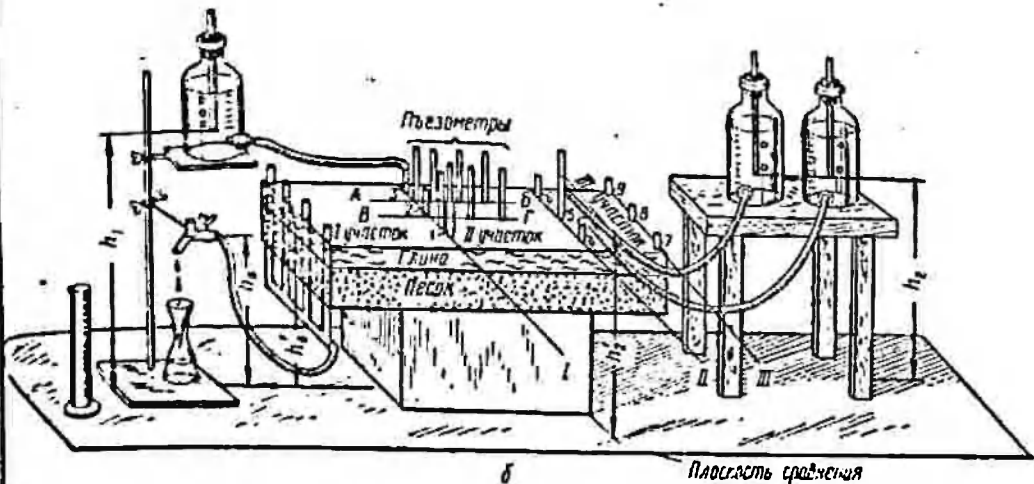


Рис. 416. Типы моделей для изучения процесса диффузионного и фильтрационного выщелачивания (1—8—нагнетательные скважины).

цевого песка. Растворитель, подаваемый сверху, фильтруется по слою песка и выводится снизу модели. После определенного времени модель разгружают и рудный образец исследуют с целью определить содержание урана в различных сечениях образца. По количеству извлеченного урана и поверхности рудного образца определяют коэффициент растворения в граммах урана с  $1 \text{ м}^2$  поверхности в сутки.

Для определения скорости диффузии химических растворов в глины используются специальные трубки по методике, применяемой в грунтоведении.

### 3. ПОЛЕВЫЕ И ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ

Основное назначение полевых и полупромышленных испытаний — подтвердить данные, полученные в лабораторных опытах и моделях.

При капиллярном выщелачивании в первую очередь определяют реальные потери растворов, степень извлечения урана и технико-экономические показатели.

При выщелачивании в пластовых условиях выясняют проницаемость пласта и приемистость скважин, а также определяют технико-экономические показатели (коэффициенты фильтрации, скорость потока, дебиты).

В первом случае для таких испытаний сооружают подземный блок с замагазинированной в нем урановой рудой в количестве от 1000 до 2000 т. Исследования проводят по определенной программе и данные оформляют специальным актом-отчетом. Особое внимание обращается на всесторонний анализ рудных продуктов после окончания опыта.

Во втором случае для полевых испытаний закладывают специальный опытный участок на небольшой локальной залежи или же в части рудного месторождения. Масштаб участка может быть различным с запасами урана от 5 до 20 т и выше. Он может быть одновременно и промышленным участком. Подземное выщелачивание осуществляют по выбранной схеме и программе.

До начала испытаний и после их окончания рудный пласт анализируют путем отбора керновых проб в различных точках.

В отдельных случаях исследования, проводимые в лаборатории и полевых условиях, совмещаются во времени и проводятся параллельно. Это ускоряет получение необходимых данных, но удорожает общий комплекс исследований. Полученные таким путем опытные данные могут иметь частное значение, и их не всегда можно использовать при решении некоторых общих вопросов.

Возможен также метод исследования подземного выщелачивания в пластовых условиях только непосредственно на опытном участке. При этом все опытные данные являются по существу и промышленными. В таком методе в случае неудачи опытов причины могут остаться невыясненными.

В каждом конкретном случае можно отдавать предпочтение тому или иному методу испытаний в полевых условиях. Однако несомненно, что для выявления обобщающих закономерностей всегда требуется определенный объем лабораторных работ и опытов на моделях. Результаты исследования на моделях, как правило, удовлетворительно подтверждаются при проверке в полевых условиях.

## Глава 7

### ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНА (ДААННЫЕ РАЗЛИЧНЫХ ПАТЕНТОВ)

В период с 1950 по 1968 год в разных странах были выданы патенты на метод выщелачивания руд на месте их залегания (*in situ*) [3, 77].

В этих патентах описывается процесс подземного выщелачивания урановых руд и приводятся результаты, полученные при проверке метода на локальных рудных залежах.

Данные патентов могут способствовать освоению метода в промышленных условиях.

## 1. МЕТОД К. ЛИВНИГСТОНА, США

В патенте [3] описывается метод выщелачивания урана из карнотитовых руд плато Колорадо, а также месторождений Лакота и Дакота (штаты Южная Дакота и Вайоминг). Малые по размерам рудные залежи содержат низкосортные руды, удалены от основных заводов, и поэтому их переработка обычным методом нерентабельна. Предлагаемый метод заключается в выщелачивании урана из руды в естественном залегании и последующем извлечении из растворов. Метод можно эффективно и экономично использовать для получения урана из низкосортных руд. Преимущества метода: низкие потери растворов в грунте, достаточно полное извлечение металла из рудных тел и относительно высокая концентрация металла в продукционных растворах.

Для успешного проведения подземного выщелачивания необходимо сначала определить характер и размер продуктивной формации, содержание металла и вещественный состав руды, детальную литологию, проницаемость рудного слоя. Одновременно выбирают растворитель и необходимое время его контакта с рудой. Эти данные получают путем исследования полученных керновых проб. Растворители можно вводить в рудные тела через скважины, пробуренные с поверхности или из подземных выработок. Раствор может вводиться под необходимым давлением (или без внешнего давления), производимым статическим напором или насосом. При этом давление должно быть ниже того значения, при котором происходит разрыв породы.

Продукционный раствор извлекается из рудного тела через те же скважины или через другие, соседние скважины. С помощью пакера (см. рис. 28) можно произвести вакуумирование скважины для улучшения извлечения жидкости из пласта. Пакеры следует помещать в скважины на верхнем уровне рудного тела. В отдельных случаях извлечение раствора из рудного тела осуществляется путем дренажа в подходящих местах с устройством водоотводов, сточных канав, траншей. Выбранный растворитель для выщелачивания конкретного рудного тела должен извлекать металл без растворения вмещающей породы и закупорки пор (кольматации).

Простейший способ образования подземного потока состоит в создании разности давлений (напоров) между нагнетательной и откачной скважинами. Таким способом



раствор можно перевести в центральную откачную скважину из окружающих ее нагнетательных скважин или можно использовать одну и ту же скважину в разное время, как нагнетательную, так и откачную (разгрузочную).

Часть рудного тела, которая подвергается выщелачиванию, сначала насыщается растворителем при относительно низкой разности давления (под наливом), затем растворитель проходит через эту часть при повышенной разности давлений (с помощью насосов), что приводит к ускоренному извлечению металла. Разность давлений возрастает с увеличением расстояния между скважинами и уменьшается с увеличением проницаемости рудного тела и увеличением растворяющей способности применяемого растворителя. Факторами, определяющими расстояние между скважинами являются: а) время, необходимое для выщелачивания; б) проницаемость рудного пласта; в) растворяющая способность реагента.

Двухстадийный процесс — насыщение пласта растворителем и собственно выщелачивание — позволяет использовать на стадии насыщения растворитель повышенной концентрации. Это дает возможность открывать в руде больше каналов и пор и получать поток с высокой концентрацией растворенных минералов. Реверсирование потока способствует улучшению процесса подземного выщелачивания. Например, поток в прямом и обратном направлении может быть осуществлен между разгрузочной скважиной и группой нагнетательных скважин, расположенных вокруг нее.

Разгрузочные скважины должны иметь больший диаметр, чем нагнетательные. Разгрузочные скважины большого диаметра вмещают больше раствора, из них возможна непрерывная и более эффективная откачка. Из-за большей площади сечения увеличивается объем растворителя в скважине и сокращаются потери растворов в результате миграции.

Схема бурения состоит в устройстве рядов разгрузочных скважин большого диаметра (до 900 мм), каждая из них окружается нагнетательными скважинами диаметром от 32 до 62 мм. Наиболее удобное размещение — шесть нагнетательных скважин в вершинах правильного шестиугольника вокруг каждой разгрузочной скважины. В этом случае в каждую разгрузочную скважину поступает несколько потоков от нагнетательных скважин. Дебит ее становится более мощным и постоянным, что повышает

эффективность откачки раствора. Скважины должны располагаться достаточно близко друг к другу, если подошва рудного пласта волнистая. Разгрузочные скважины должны попадать в каждое углубление подземного рельефа. В противном случае могут быть повышенные потери растворов в углублениях, откуда их нельзя откачать.

Для практики существенно сокращение миграции растворов. Для этого рекомендуется устраивать вокруг рудного тела непроницаемые завесы, цементируя грунт через специальные скважины. В качестве цементирующих веществ можно использовать цемент, глину, химический гель. При выщелачивании свежая руда сначала приводится в контакт с раствором, уже содержащим некоторое количество металла. На руду, частично выщелоченную, подают свежий растворитель (метод противотока).

Для снижения потерь металла и реагента с раствором, остающимся в рудном теле, необходима стадия промывки пласта водой. Ее можно проводить в один или несколько этапов в зависимости от экономики этого процесса.

Для рудного полигона, состоящего из нескольких скважин, рекомендуется следующая схема отработки.

В одном ряду руду насыщают растворителем, в другом ряду (в направлении, противоположном к неотработанной части пласта) происходит первая стадия выщелачивания, затем вторая и далее следует промывка пласта. Как только этот комплекс отработки завершен, процесс перемещается в сторону неотработанного пласта: Часть рудного пласта, которую раньше насыщали растворителем, теперь становится объектом выщелачивания и т. д.

Целесообразно временно оставлять между работающими ядами участок невыщелоченной руды, чтобы уменьшить сведение крепких растворов путем их смешивания с более слабыми растворами из соседнего ряда. Этот участок включается в работу в следующий период. При кольцевой схеме расположения скважины работу можно производить удобным же образом с временным пропуском отдельных кольцевых элементов.

В качестве растворителей наиболее подходящим является раствор, содержащий от 5 до 14%  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , 10%  $\text{NaHCO}_3$  и 5%  $\text{NaCl}$ . Для улучшения выщелачивания повышают температуру растворителя. Добавка бикарбоната натрия обеспечивает понижение pH растворителя до 9,3, добавка  $\text{NaCl}$  повышает извлечение радия в раствор. Казанный растворитель наряду с ураном извлекает из

руды ванадий. После извлечения ценных компонентов раствор подготавливают для повторного использования. Описанный метод, по мнению Ливингстона, можно также использовать для выщелачивания меди из окисленных медных руд раствором серной кислоты.

## 2. МЕТОД Д. МЕНКЕ, США

Метод [3] предусматривает экономичное и эффективное извлечение урана, ванадия и других элементов из природных залежей.

Некоторые рудники плато Колорадо, в которых добывают карнититовые руды, являются небольшими, и стоимость добычи ископаемого значительна.

При отработке рудных участков на большой глубине и в отдаленных районах проблемы безопасности и экономики весьма существенны. Поэтому необходимы методы отработки с минимальным участием человека при работе в подземных условиях.

Предлагаемый метод добычи урана особенно пригоден для отработки карнититовых и подобных им руд посредством прямого выщелачивания из рудных залежей. Метод заключается в осуществлении прямого контакта с урановой, ванадиевой (или иной эквивалентной) минерализацией водного раствора соды при подземной температуре, откачке продукционного раствора и извлечении из него урана. Эффективное извлечение урана обеспечивается применением для выщелачивания раствора соды концентрацией 50 г/л при температуре пороги, в которой находится руда. Раствор поддерживается в контакте с минерализацией продолжительное время.

При использовании метода необходимо установить общие геологические условия, в которых подземное выщелачивание приемлемо. Большое значение имеет минералогический состав руды. В осадочных месторождениях уран почти всегда находится в шестивалентном состоянии.

Для повышения растворимости урана в холодном выщелачивающем растворе полезно применять комплексообразователи типа щавелевой кислоты, уксусной кислоты и др.

Выщелачивание урана из залежей повышается при использовании окислителей, например перекиси водорода.

Выщелачивающий раствор приводится в контакт с рудой с помощью скважин, пробуренных с поверхности земли,

затем откачивается снова на поверхность через другие скважины. Важная особенность данного метода заключается в безопасности его применения. Обслуживающий персонал в минимальной степени подвергается облучению, и исключается опасность воздействия пыли и газов.

### 3. МЕТОД Д. ДЬЮ И В. МАРТИНА, США

В патенте предлагается метод добычи урана, ванадия, радия из рудных тел [3].

В настоящее время добыча урана осуществляется выщелачиванием руд, добытых физическим путем. Технология выщелачивания требует обычно дробления и измельчения руды. В качестве растворителя используют растворы кислоты или соды. Рассмотрено извлечение урана из углистых руд на месте их залегания. Метод состоит из двух основных этапов: выжигания углистого материала из рудного тела, содержащего уран и другие растворимые минералы, и последующего их выщелачивания.

С этой целью проводят бурение нескольких рядов скважин большого диаметра.

Каждый ряд располагается вкрест простирания рудного тела.

Рудное тело вокруг каждой нагнетательной скважины первоначально нагревается до температуры сгорания углерода. Средствами нагревания пласта является газовый или электрический прибор, горячий воздух или любой другой источник тепловой энергии. При использовании газового нагревателя последний опускают в соответствующую скважину и останавливают против рудного тела. Температуру рудного тела доводят до  $319^{\circ}\text{C}$ , после чего через каждую нагнетательную скважину подают чистый кислород или воздух.

Фронт горения распространяется от каждой нагнетательной скважины в направлении соседней эксплуатационной скважины. Сжигание углистого материала руды увеличивает проницаемость рудного тела, что улучшает процесс выщелачивания.

Через нагнетательные скважины вводят растворенный реагент, после того как сжигается необходимое количество углистого материала. В качестве растворителя можно использовать водный раствор минеральных кислот (соляной, серной и азотной). Кислота вводится в таком количестве, чтобы рН раствора в пласте поддерживалось от 0,1 до 1,5.

При наличии в руде значительных количеств карбонатов предпочтительно применять водные растворы солей концентрации 2,5—10%  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  с добавкой от 1 до 2,5%  $\text{NaHCO}_3$ .

При вводе растворителя в обожженный рудный пласт последний охлаждается, а растворитель нагревается. Вместе с растворителем в пласт можно подавать воздух с целью окислить четырехвалентный уран и снизить количество растворителя, необходимого для выщелачивания руды. В некоторых случаях воздух можно вводить вместе с растворителем в количестве, обеспечивающем подъем раствора по эксплуатационным скважинам без специальных водоподъемников.

После выщелачивания в нагнетательные скважины подается вода для промывки рудного тела.

Из продукционного раствора уран извлекается с помощью экстракции. Для осуществления операции обжига можно применить нагнетание в рудное тело нефти, нефтяных отходов или смеси горючих газов. Во всех случаях фронт обжига движется по рудному телу от нагнетательных скважин к откачным.

Наиболее выгодное расположение и устройство скважин определяются конфигурацией и проницаемостью рудного тела. Расстояние между скважинами должно быть меньше, чем расстояние между рядами, чтобы понизить падение давления, которое обычно наблюдается вблизи нагнетательных и эксплуатационных скважин.

#### 4. МЕТОД Д. ГАРДНЕРА И М. РИЧИ, США

Урановые месторождения иногда находятся в отдаленных районах. Содержание металла в рудной залежи и ее мощность часто не гарантируют промышленного использования [3].

Традиционная технология горного дела также становится непригодной для добычи даже весьма ценных рудных месторождений, расположенных на большой глубине от поверхности. В этих условиях полезно использовать метод подземного выщелачивания урана из руды раствором кислоты (без применения нагревания или повышенного давления).

9 | В этом методе холодный раствор кислоты, содержащий окислитель и флокулянт, вводят в зону рудного тела через нагнетательные скважины, поддерживая контролируемый

градиент напора между закачными и откачными скважинами.

Продукционный раствор откачивают из рудного пласта через скважину, расположенную в центре. При этом обеспечиваются минимальные потери раствора и его разбавление окружающими водами путем регулирования объемов вводимого и выводимого раствора.

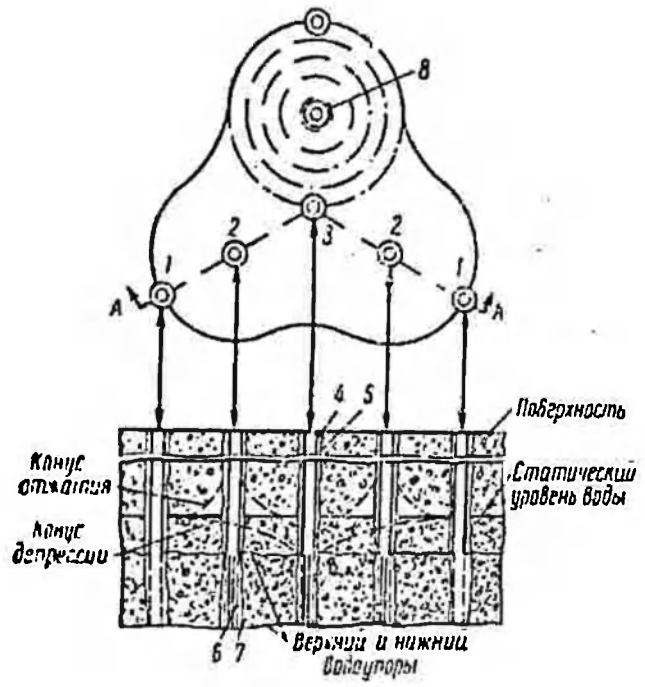


Рис. 42. Схема подземного выщелачивания.

На рис. 42 показана схема разбуривания участка с указанием центральной откачной скважины, закачных скважин, расположенных на некотором расстоянии от нее, и наблюдательных скважин по периферии выщелачиваемой рудной залежи.

На рисунке приведен схематический разрез по линии А—А, показывающий район выщелачивания, конус откачки, конус депрессии, верхний и нижний горизонты рудного слоя и статический уровень воды. Вначале определяют минерализацию района. Для этого производят бурение скважин и исследуют керн для определения проницаемости, пористости и волной характеристики месторождения. Одновременно оценивают конфигурацию подземной за-

лежи, намечают расположение закачных и откачных скважин, определяют ожидаемую скорость потока растворов в выщелачиваемом районе.

Анализы руды дают возможность определить надлежащую концентрацию реагента. Расположение и число скважин зависит от проницаемости, пористости и водной характеристики подземной залежи. Более проницаемые и пористые рудные тела позволяют располагать скважины на больших расстояниях друг от друга.

Закачные скважины 2 находятся друг от друга на расстоянии 15 и 10 м от откачной скважины 3. Эти расстояния могут быть большими или меньшими в зависимости от проницаемости и пористости рудного слоя. Обсадная труба 8 ставится в буровое отверстие 4 на глубину ниже точки, смежной с верхним горизонтом руды, и заканчивается щелевым фильтром 6, длина которого определяется толщиной рудного тела. Фильтр заканчивается в районе непроницаемого дна, а расстояние между буровым отверстием 4 и фильтром 6 засыпают кусковым гравием 7.

Кольцевое пространство 5 между буровым отверстием и обсадной трубой 8 выше фильтра 6 и верхнего горизонта руды уплотняется химическим гелем, который можно ввести в виде раствора с последующим его застыванием.

Такой тип уплотнения, которое остается в виде геля, дает возможность вынуть обсадную трубу 8 и щелевой фильтр 6 и вновь их использовать.

Все материалы, применяемые при оборудовании скважин, должны быть коррозионноустойчивыми в соответствии со свойствами применяемых реагентов.

Растворитель вводят в рудную зону через закачные скважины при давлении ниже того, при котором происходит разрыв пласта. Контроль за процессом подземного выщелачивания можно осуществлять путем наблюдения изменения статического уровня воды в скважинах, расположенных по периметру выщелачиваемого района.

Повышение уровня в наблюдательных скважинах 1 указывает, что выщелачиваемый район наполнен раствором, и давление в нем выше, чем в окружающем бассейне. В это время начинается откачка раствора из откачной скважины 3 со скоростью, равной объему раствора, подаваемого в закачные скважины 2. Уран извлекают из продукционного раствора, откачиваемого на поверхность, прямым химическим осаждением или селективным ионным обменом в органическом растворителе.

Описанный метод был применен на локальной рудной залежи следующим образом.

С помощью радиометрического анализа проб точно установлено расположение рудного тела.

Контакт выщелачиваемого раствора с рудой был осуществлен на глубине около 100 м ниже поверхности. Статический уровень воды обнаружен на глубине 91 м ниже поверхности. Пористость рудного слоя показала, что между нагнетательными и откачной скважинами наиболее подходящее расстояние 7,6 м. При данной пористости руды можно поддерживать объемную скорость потока 76 л/мин для каждой закачной скважины и 230 л/мин для откачной скважины.

В проведенном опыте растворитель состоял из 10 г/л  $\text{HNO}_3$ , 1 г/л  $\text{NaClO}_3$  и 10 мг/л флокулянта (сепаран). Выбор азотной кислоты объяснялся тем, что выщелачиваемая рудная залежь имеет высокое содержание карбонатов.

При прохождении раствора серной кислоты через рудный слой образуется  $\text{CaSO}_4$ . Это нерастворимое соединение вызывает кольматацию рудного слоя, в результате чего уменьшается его проницаемость. С другой стороны, нитрат кальция растворим в воде и не создает кольматации пласта. Соляная кислота в этом отношении равноценна азотной кислоте и может также применяться, но она более дорогая и не имеет такой, как у азотной кислоты, окислительной способности.

Средняя суточная производительность опытного участка подземного выщелачивания локальной залежи была около 221 кг  $\text{U}_3\text{O}_8$  в течение периода в 30 суток.

В конце опыта пробы, взятые из наблюдательных скважин, имели нейтральную рН. Извлечение растворителя составило примерно 90%, что определено по контролю за растворами.

Обнаружено, что при контакте минеральной кислоты с урановой рудой происходит выделение  $\text{H}_2\text{S}$ , вероятно, в результате реакции с растворимыми сульфидами, поэтому в рудном пласте создается повышенная восстановительная атмосфера. В таких условиях оптимальное извлечение урана становится невозможным. Во избежание этого применяется окислитель  $\text{NaClO}_3$ , добавляемый в выщелачивающий раствор. В функцию окислителя входит окисление  $\text{Fe}^{2+}$  в  $\text{Fe}^{3+}$ , который в свою очередь ускоряет окисление  $\text{U}^{4+}$  в  $\text{U}^{6+}$ . Можно использовать и другие окислители для повышения окислительного эффекта разбавленной азотной



кислоты, но  $\text{NaClO}_3$  рассматривается как наиболее экономичный.

Для сохранения пористости рудного слоя в выщелачивающий паствор добавляется флокулянт — полиакриламид.

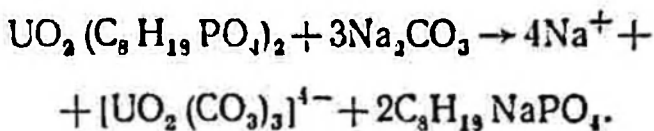
В процессе выщелачивания частицы глины, содержащиеся в рудном теле, выносятся потоком раствора, затем они цементируются, образуя непроицаемую корку, которая кольтматрирует пласт. С помощью флокулянта можно избежать этого явления путем электростатического или ионного воздействия на тонкие частицы глины.

Наиболее эффективный выщелачивающий раствор состоит из воды, содержащей от 5 до 25 г/л  $\text{HNO}_3$ , от 0,5 до 2,0 г/л  $\text{NaClO}_3$  и от 5 до 25 мг/л флокулянта. Продукционный раствор содержит уран и другие катионы: железо, алюминий, магний, кальций, ассоциированные с анионами  $\text{NO}_3^-$ ,  $\text{Cl}^-$  и  $\text{SO}_4^{2-}$ .

Концентрация урана в продукционном растворе изменялась от 0 до 5 г/л  $\text{U}_3\text{O}_8$  в зависимости от стадии выщелачивания. Для переработки продукционного раствора были применены два процесса, которые оказались экономичными: прямое химическое осаждение и селективный ионный обмен в органическом растворителе. Химическое осаждение осуществлялось с помощью раствора  $\text{NH}_4\text{OH}$  и  $\text{NaOH}$  с получением осадка диураната аммония или натрия.

Экстракция урана была проведена с помощью этилгексилфосфорной кислоты и изодеканола в керосине по обычной технологии. Наиболее экономичной оказалась смесь 3 об. % этилгексилфосфорной кислоты, 2 об. % изодеканола и 95 об. % керосина.

Регенерация осуществлялась раствором соды или кислоты по реакции



С помощью процесса экстракции было достигнуто концентрирование урана в отношении 50 : 1, а извлечение его из раствора близко к 100%.

Освобожденный от урана раствор можно сбрасывать в отход; из этого раствора можно удалять (ионообменным процессом) ионы  $\text{Ca}$ ,  $\text{Fe}$ ,  $\text{Al}$  и др. После повышения кон-

центрации кислоты до требуемой величины этот раствор можно повторно использовать для подземного выщелачивания. Без операции удаления катионов повторное использование растворов не рекомендуется, так как происходит коагуляция рудного пласта.

## Глава 8

### ПРИМЕНЕНИЕ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ ДЛЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И ИХ ПОСЛЕДУЮЩЕГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Подземное выщелачивание полезных ископаемых из бедных руд требует вовлечения в отработку больших объемов разрушенного рудного материала. При современном уровне горной техники это требование может быть достигнуто применением ядерных взрывов на месторождениях с крупными рудными телами [44, 78—80].

При отработке подземным выщелачиванием мощных крутопадающих рудных тел целесообразно в некоторых случаях применение ядерных взрывов.

При таких взрывах вокруг зарядов под давлением газов и паров образуются шарообразные полости диаметром  $D$ , примерно равным  $30,5 \sqrt[3]{w}$ , где  $w$  — эквивалент силы зарядов,  $кт$  тротила. При образовании полости происходит нагревание и сжатие окружающих пород. В стенках полости породы расплавляются на глубину примерно 0,75—1,0 м и на глубину 3—5 м по трещинам пронизываются расплавом. За пределами этих зон породы только сдавливаются и нарушаются большим количеством закрытых трещин.

Образование полости происходит практически мгновенно, а время существования в них высоких давлений и температур исчисляется секундами. После падения давления немедленно начинается обрушение пород с верхней части полости, которое распространяется все выше с постепенно уменьшающимся коэффициентом разрыхления от 1,5 до 1,1. Постепенное самообрушение приводит к хорошему дроблению пород.

В нижних частях шаровой полости расплавленные породы постепенно застывают, образуя плотную, непрони-

даемую для жидких тел обсидиановую чашу, которая является идеальным днищем для сбора растворов, выносящих полезные элементы из расположенных выше разрушенных пород. Бурением снизу в этой чаше удобно образовывать каналы для выпуска растворов.

На высоте, равной  $4D \pm 5-10$  м от центра заряда, можно проходить выработки и возводить технические сооружения, так как обрушение пород не достигает этих мест. Закачку растворов в зону обрушения целесообразно производить через скважины, пробуренные из пройденных выработок.

Радиоактивные элементы при ядерных взрывах концентрируются в обсидиановой оболочке и не представляют особой опасности.

Интересные данные по применению ядерных взрывов для совершенствования подземного выщелачивания были приведены на Втором симпозиуме по промышленному использованию атомных взрывов (Сан-Франциско, США, май 1959 г.). Симпозиум дал положительную оценку возможности разрушения горной массы с помощью ядерных взрывов.

Опытные взрывы в штате Невада (США) показали, что при последующем выщелачивании полученной радиоактивной рудной массы в течение 16 ч в кипящий раствор кислоты переходит только около 2% общей активности. Для выщелачивания полезного компонента (уран, медь) обычно используют относительно слабые растворы кислоты, поэтому, по мнению участников симпозиума, радиоактивное загрязнение при осуществлении атомного взрыва представляет второстепенную задачу.

На испытаниях был использован заряд, эквивалентный 1,7 *кт* тротила, который разрушил 500 000 *т* руды и вызвал дополнительное дробление 200 000 *т* породы. При расплавлении породы у центра взрыва образовалась плотная, непроницаемая для растворов чаша, в которую можно собирать растворы.

По предварительным подсчетам на больших (по мощности рудных тел) месторождениях использование атомного взрыва составляет менее 1% стоимости обычного подземного горнорудного комплекса.

На рис. 43 показана возможная принципиальная схема подземного выщелачивания с применением ядерного взрыва.

Подземное выщелачивание с применением ядерного взрыва после практической проверки, несомненно, должно

способствовать дальнейшему прогрессу в горном деле, особенно при добыче урана из низкосортных руд, залегающих на больших глубинах.

Сообщается [80], что из-за уменьшения мировых запасов (в частности в США) высокопроцентных медных руд все в большей степени привлекает внимание развитие процессов по использованию низкосортных руд, которые обычным путем перерабатывать нерентабельно. Один из проектов в этой области сейчас успешно изучается в США.

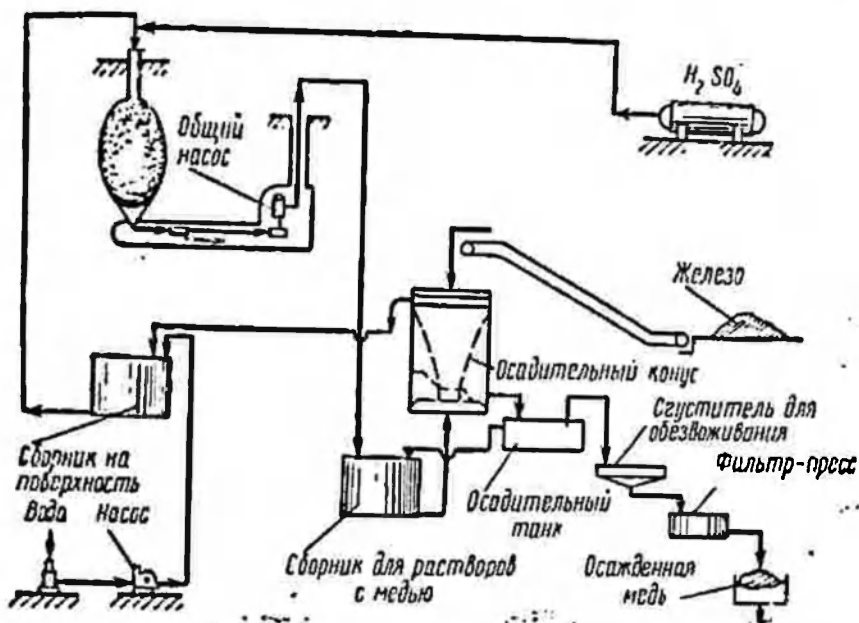


Рис. 43. Схема подземного выщелачивания меди с применением ядерного взрыва.

В этом проекте предусматривается применение ядерного взрыва для предварительного разрушения более миллиона тонн медной руды и последующего ее выщелачивания (на месте залегания). Комиссия по атомной энергии США оценила изучаемый взрыв промышленного масштаба в 13 млн. долл.

По данным проекта, для предварительного разрушения рудного тела в целях его последующего подземного выщелачивания можно использовать два типа расположения взрывного заряда.

Если взрывной заряд располагается глубоко, взрывная сила недостаточна для разрушения породы вплоть до поверхности. В этом случае образуется определенный цилиндр с разрушенной в нем скальной породой.

При небольшой глубине заряда взрыв может разрушить породу до поверхности, при этом образуется перевернутый конус с разрушенной породой, простирающийся от точки взрыва к поверхности. Неглубокое расположение ядерного заряда дает в 7 раз более раздробленную скальную породу, чем при глубоком расположении, но при этом возможен выход некоторого количества радиоактивных газов в атмосферу.

Энергия подземного ядерного взрыва реализуется на образование микрофракции и паров, а также на плавление и дробление окружающей скальной породы. Расплавленная порода первоначально оконтуривает стенки полости, а затем скапливается на дне полости. При остывании расплавленная порода затвердевает в относительно инертную стеклообразную массу, при этом в ней задерживается до 90% радиоактивных продуктов деления, образующихся при взрыве.

Цилиндрический кратер с разрушенной рудой по высоте равен 4—5 радиусам полости. Рудный слой в этом цилиндре, образованный из разрушенной скальной породы, согласно наблюдениям, имеет около 25% свободного объема и размер частиц менее 300 мк. Силой взрыва также нарушается трещинами скальная порода вне зоны ядерного взрыва. Эта внешняя трещиноватость увеличивает проникаемую зону, равную примерно трем радиусам полости. Лабораторные опыты показали, что сама медь не загрязняется радиоактивностью на длительный период времени. Из долгоживущих изотопов только  $Ku^{136}$  загрязняет медь, но он почти полностью удаляется при электролитическом рафинировании.

По проекту [80], намечено осуществить ядерный взрыв мощностью примерно 20 кт взрывчатого вещества на опытном участке месторождения меди, на юго-востоке штата Аризона. На этом месторождении минерализация меди приурочена к вулканической скальной породе, залегающей на глубине около 150 м. Примерно половину запасов опытного участка составляют окисленные руды. По данным разведочного бурения, общие запасы медной руды оцениваются в 2 миллиарда тонн со средним содержанием меди 0,41%.

Извлечение меди после взрыва будет осуществляться подземным выщелачиванием. Ожидается, что с помощью взрыва будет создан кратер с разрушенной рудой диаметром около 61 м и высотой 135 м с количеством руды около 1,3 млн. т. Сбор продукционных растворов организуется

с помощью дренажных штреков, расположенных ниже взрывного кратера.

Установка по переработке выщелоченных растворов запроектирована на производительность  $10 \text{ м}^3/\text{мин}$ . После извлечения меди цементацией отработанные растворы будут направляться обратно на повторное использование см. рис. 43).

После окончания опыта предполагается сделать всестороннее опробование рудного слоя и трещиноватой зоны.

В проект эксперимента включаются геологические, физические, химические и металлургические исследования. Ожидается, что себестоимость полученной меди из низкоортной руды будет ниже себестоимости по обычному методу добычи и переработки богатой медной руды.

Применение ядерного взрыва считается неотъемлемой частью метода подземного выщелачивания бедных руд.

## Глава 9

### ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В ДРУГИХ ОТРАСЛЯХ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

#### 1. ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ КАМЕННОЙ СОЛИ

В настоящее время подземное выщелачивание каменной соли является наиболее распространенным [5, 81, 82]. Ежегодно во всем мире этим методом добывается 25—30 млн. т соли [2].

Технически этот процесс добычи может осуществляться двух вариантах:

а) выщелачивание пластов соли непосредственно в рудниках, при вскрытии месторождения шахтой, штольной или другой выработкой, пройденной от дневной поверхности до месторождения;

б) выщелачивание глубоко залегающих пластов соли через буровые скважины с управлением всего процесса дневной поверхности.

К первому варианту относятся метод оросительного растворения и метод зинкверков, в которых растворение соли осуществляется водой, подаваемой с поверхности. При оросительном растворении вода поступает сначала на первый

горизонт выработки, откуда самотеком проходит на второй, а затем на третий горизонт, где установлены деревянные емкости с кусками каменной соли. Здесь рассол доукрепляют до требуемой концентрации и откачивают на поверхность.

По методу зинкверков, растворение пластов соли осуществляют в больших камерах, заполненных водой. Месторождение вскрывают шахтой, от которой проходят главные

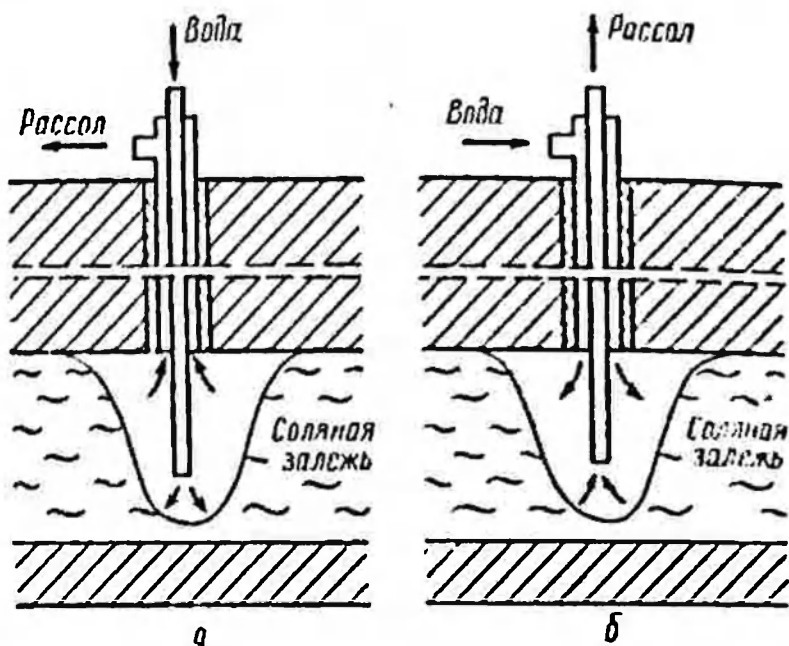


Рис. 44. Растворение соли через буровые скважины методом прямотока (а) и противотока (б).

штреки на уровне каждого рабочего горизонта. Расстояние между горизонтами 35—40 м. От главного штрека по обе стороны на некотором расстоянии друг от друга проходят наклонные выработки — зинкверки, на нижней части которых создают цилиндрические камеры выщелачивания высотой 2 м и диаметром 25—50 м.

Подошвы камеры и главного штрека нижнего рабочего горизонта находятся на одном уровне и соединяются штреком (так называемый рассолопроводной штрек), на котором ставят запруды со спусковой трубой. Камера заполняется водой, которая растворяет ее стенки. Откачку рассола можно осуществлять периодически или непрерывно.

Объем камер иногда достигает больших размеров — до 50 000 м<sup>3</sup>. Выщелачивание камеры продолжается от одного года до нескольких лет.

Наибольший интерес представляют бесшахтная разработка месторождений путем растворения соли водой, подаваемой с поверхности, и откачкой полученного рассола через буровые скважины. По этому способу скважину обсаживают трубами, а башмак обсадной колонны устанавливают на горизонте всячего бока соляной залежи. Скважины тщательно тампонируются.

Различают два способа подачи растворителя: а) вода подается в скважину самотеком, а рассол откачивается насосом, установленным на поверхности (плунжерные, с качалкой), или глубинным центробежным насосом, опускаемым в скважину; б) вода подается в скважину центробежным насосом под давлением, рассол при этом выдавливается. Наибольшее распространение приобрел второй способ.

Большое значение имеет цементация скважин. Так, на месторождении «Новый Карфаген» (Донсода) [5, 81] толща наносов обычно обсажена трубами диаметром 254 мм, в которые опущены трубы диаметром 152 мм с остановкой башмака ниже горизонта грунтовых вод. После этого скважина тампонируется цементом. При обеспечении полной герметизации скважины в трубу диаметром 152 мм опускают до самой глубины соляного слоя другую трубу диаметром 76 мм, конец которой находится на расстоянии 1—3 м от забоя скважины.

Выщелачивание соли можно осуществлять двумя путями: прямотоком (вода подается по внутренней трубе, а рассол выводится по межтрубному пространству) и противотоком (вода подается по межтрубному пространству, а рассол выводится по внутренней трубе) (рис. 44).

Более совершенным, с точки зрения использования запасов месторождения, является метод гидровруба (метод Тремпа) [82]. Сущность метода заключается в образовании камеры выщелачивания в самой нижней части пласта соли, который затем растворяется в направлении снизу вверх (рис. 45). Использование метода позволило повысить сте-

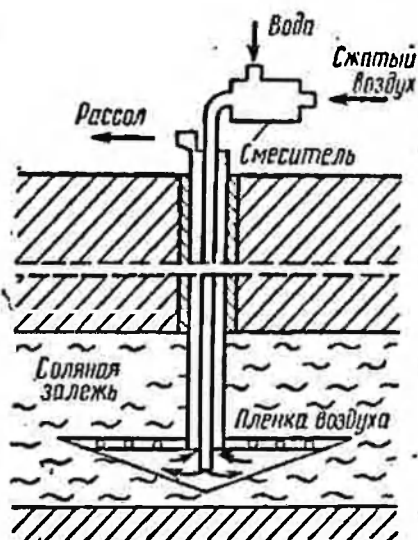


Рис. 45. Схема растворения соли через буровые скважины методом гидровруба.



пень извлечения запасов соли на месторождении до 40—50%.

В 1961—1963 гг. проведено дальнейшее усовершенствование метода гидровруба с применением наклонно-горизонтальных скважин.

Бурение осуществляется буровым станком БС-1200. Метод позволяет быстро получать концентрированные рассолы.

Бесшахтная добыча соли обеспечивает:

а) возможность разработки месторождений соли на больших глубинах, иногда труднодоступных для вскрытия обычным горнопромышленным методом;

б) объединение в один процесс добычи соли и ее растворение;

в) освобождение рабочих от подземного труда;

г) высокую экономичность.

Дальнейшие исследования ведутся в направлении максимального использования полезных запасов месторождений.

## 2. ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

В процессе подземного растворения карналлитов насыщение раствора хлористым калием происходит весьма медленно, поэтому метод долгое время не выходил за рамки опытных работ. Однако после семилетних исследований и двухгодичных полупромышленных испытаний канадская фирма «Каллум Кемикалс Лимитед» [83] приступила в настоящее время к промышленной добыче сильвинита по методу подземного растворения (рис. 46).

Залежи сильвинита расположены на глубине 1800 м, поэтому добыча его обычным механическим способом оказалась неэкономичной и небезопасной (взрывы газов). Потребовались длительные предварительные опытные работы для выяснения условий повышения скорости растворения  $KCl$  из породы, устранения забивки скважины кристаллами  $NaCl$  и  $KCl$  и пр.

Бурение скважины осуществляют через весь пласт калийной соли до залегающего ниже пласта галита. Для образования полости в скважину подают нагретую воду или раствор солей. Чтобы полость увеличивалась в горизонтальном направлении, в скважину закачивают некоторое количество природного газа, нефти или другой несмешивающейся с водой жидкости. Такой слой углеводородов предохра-

няет свод полости от растворения. После образования в пласте полости (камеры) диаметром 4,5—6,0 м уровень свода начинают повышать, изменяя точки ввода воды или прекращая подачу инертной жидкости. Поэтому свод камеры постепенно повышается через весь пласт калийной соли.

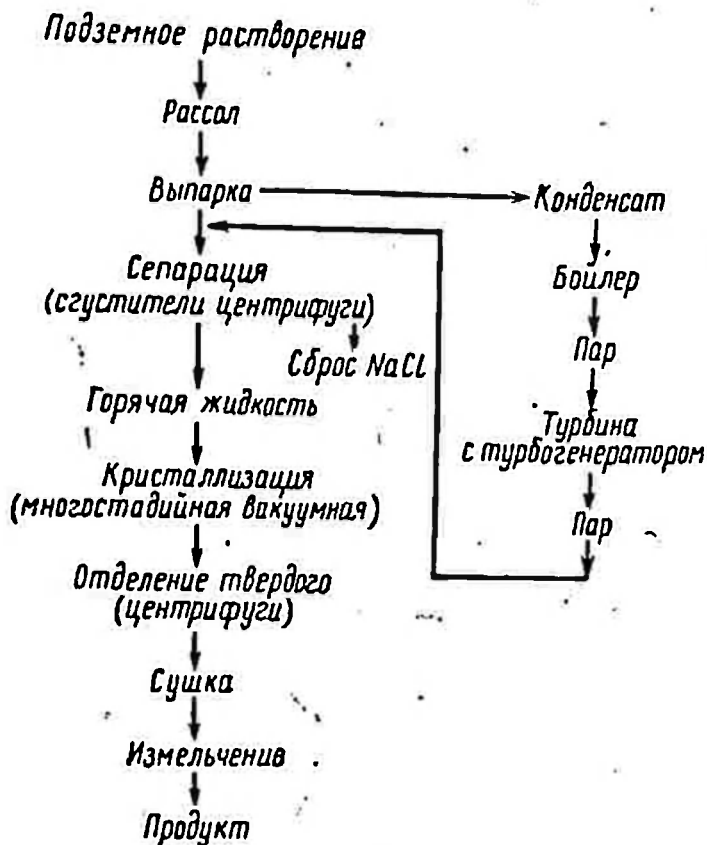


Рис. 46. Схема добычи калийной соли методом подземного растворения.

При большом размере камеры образующиеся кристаллы и примеси опускаются на дно, не препятствуя дальнейшему растворению. Значительная масса жидкости в камере также предотвращает понижение температуры в результате растворения  $KCl$  и тем самым кристаллизацию раствора. Когда камера-полость достигает больших размеров, из пласта извлекается только хлористый калий. Для этого в скважину подают раствор, насыщенный хлористым натрием.

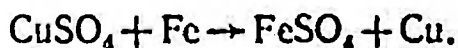
На поверхности в специальной установке кристаллизуется  $KCl$ , а маточники определенной концентрации по  $KCl$  —  $NaCl$  возвращаются в скважину.

Описанный процесс позволяет получать чистый раствор  $KCl$  при высокой степени его извлечения. Предусматривается увеличение производства по этому методу до 600 000 *t* в год.

Опытные работы по применению метода подземного растворения калийных солей проводятся также другими канадскими и американскими компаниями и фирмами [84—86]. Некоторые экономические вопросы рассматриваются в статье В. Хасбенда [83].

### 3. ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ

В СССР и зарубежных странах метод подземного выщелачивания применяется для попутного извлечения меди при добыче медных руд или же после прекращения горных работ, связанных с отработкой основных запасов руды [64, 87]. Сущность метода состоит в орошении рудной залежи водой или раствором серной кислоты, в результате чего получают раствор  $CuSO_4$ . Затем из этого раствора цементацией выделяют медь, а маточники возвращаются обратно на выщелачивание:



Для образования раствора  $CuSO_4$  медные минералы должны быть окисленными и легко переходить в растворимую форму.

На руднике Огайо Коппер Майн (штат Юта, США) [64, 88] в связи с низким содержанием меди в руде (0,3%) горные работы были приостановлены и было организовано подземное выщелачивание.

Руды представлены медистым пиритом в форме наиболее легковыщелачиваемого минерала — халькозинна.

До консервации на руднике применялась система блокового обрушения, в связи с чем оставшаяся руда была раздробленной. Лежащий блок представлен плотными, кислотоупорными и водонепроницаемыми кварцитами. Для орошения применялась шахтная вода и хвостовые растворы с цементационной установки. Орошение производилось периодически из зоны обрушения по отдельным участкам руды.

Полученные растворы содержали около 2 г меди в 1 л. За первые два года этим способом было добыто 12 тыс. *t* меди.

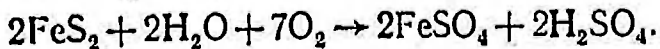
На медных рудниках в Мексике [5, 88, 89] выщелачивание меди осуществлялось из подземных выработок. В течение первых трех лет было получено 4,0 тыс. т меди.

На руднике Рей (штат Аризона, США) [64, 90] подземному выщелачиванию подвергались руды с содержанием около 1% меди. До начала подземного выщелачивания были проведены работы для предотвращения проникновения растворов на нижележащие горизонты, где велись горные работы. Орошение руды производили в зоне обрушения. Каждый участок выщелачивался до тех пор, пока содержание меди в растворе не падало до 4 г/л, после чего участок выдерживали без орошения для развития окислительных процессов. За несколько месяцев таким путем было добыто 463 т меди.

На руднике Майами (США) [91, 92] подземное выщелачивание меди осуществляется из бедных окисленных руд. Этим способом получают около 15% меди относительно всей продукции рудника. В качестве растворителя используется слабая серная кислота, которая через брызгала орошает поверхность руды и собирается на основном откаточном штреке. Орошающие трубопроводы — переносные.

Основным фактором успешного извлечения меди подземным выщелачиванием является форма ее минерализации и характер распространения во вмещающих породах. Лучшие результаты получаются в том случае, когда медь представлена в виде минерала халькозина. Результаты ухудшаются, если медь находится в виде халькопирита.

Подземное выщелачивание используют главным образом на сульфидных месторождениях меди, когда растворитель получают непосредственно из руды по следующей окислительной реакции:



Наличие в рудах карбонатов снижает эффективность процесса.

Наиболее приемлемая для подземного выщелачивания подготовка руды — система обрушения или магазинирования, когда получается определенная крупность руды и создаются условия для циркуляции воздуха в качестве окислителя.

Для орошения руды под землей чаще всего применяют подачу растворителя к зоне обрушения с поверхности через специальные буровые скважины. Распыление осуществляется с помощью переносных брызгал. Капиллярное

выщелачивание разрушенной породы наиболее эффективно. Массопередача меди из руды в раствор ускоряется в 4—5 раз, и производственные растворы меньше теряются из-за миграции и утечек.

При организации подземного выщелачивания меди учитываются форма рудного тела, характер залегания, свойства боковых пород (крутизна падения, мощность, проницаемость) [93—95].

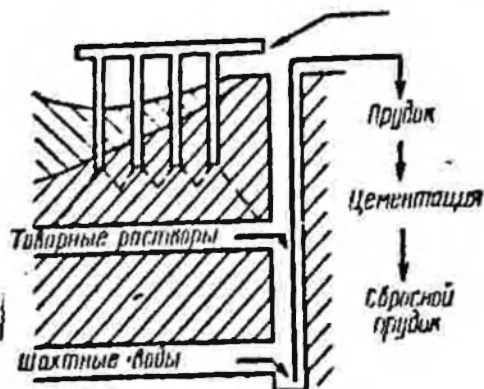


Рис. 47. Расположение скважин и схема подземного выщелачивания меди на Дегтярском руднике.

По данным США [2, 96], медь, извлеченная подземным выщелачиванием, дешевле в несколько раз меди, получаемой при выплавке.

В СССР на некоторых рудниках, в том или ином масштабе, также проводилось и проводится подземное выщелачивание меди (Ново-Левинский, Белореченский, Северо-Карпинский, Дегтярский и др.) [97—105]. Наиболее крупные работы были осуществлены в 1959 г. на Дегтярском руднике. Обработке подвергалась южная выклинка месторождения с запасами меди около 2300 т. Первоначально воду подавали на небольшой участок зоны обрушения с расходом 380 м<sup>3</sup>/сутки. В дальнейшем начали практиковать подачу воды через специальные пробуренные скважины. Всего было 35 скважин глубиной от 12,6 до 40 м. Среднее содержание меди в производственных растворах 6 г/л. За семь месяцев работы добыто 461 т меди.

Основным препятствием для распространения метода в СССР является нахождение меди в рудах в виде минерала халькопирита, который медленно растворяется в применяемых растворителях. Проводятся исследования по проверке новых растворителей — растворов серной кислоты с добавками нитратов и хлоридов щелочных и щелочноземельных металлов, а также по проверке процесса бактериального выщелачивания. Для этого на Дегтярском руднике в 1964 г. была создана опытно-промышленная установка (рис. 47) [95].

Подача растворов осуществлялась с поверхности через 40 скважин глубиной от 20 до 60 м. В качестве растворителя применяли раствор  $H_2SO_4 + NaCl$ . Производственные рас-

творы, собранные на горизонте 320 м, вместе с естественными шахтными водами откачивались в приемный прудок на поверхности и затем поступали на цементацию. В сутки подавалось 200—400 м<sup>3</sup> растворителя при общем притоке шахтных вод до 3000 м<sup>3</sup>/сутки. В результате было достигнуто повышение концентрации меди в шахтных водах.

Процесс подземного выщелачивания имеет пока второстепенное значение в общем комплексе работ по добыче меди. Он применяется главным образом для отработки потерь при очистной добыче.

Изучаются вопросы по использованию метода для извлечения меди из бедных руд или предварительно обожженных в подземных условиях. Привлекает внимание применение бактериального выщелачивания медных руд на месте их залегания [106].

#### 4. ПОДЗЕМНОЕ РАСПЛАВЛЕНИЕ СЕРЫ

Увеличение спроса на серу привело к усовершенствованию методов ее добычи. Был разработан и внедрен новый способ, основанный на подземном расплавлении серы с помощью перегретой воды (метод Фраша) (рис. 48) [5, 87, 107].

Перегретую до 165° С воду (сера плавится при 114° С) подают в пласт через скважины, которые бурят по сетке размером 25 × 25 м и обсаживают трубами диаметром 250 мм до рудного тела. Затем обсадную трубу цементируют и продолжают бурение рудной толщи на всю мощность.

В скважину, пробуренную до почвы пласта, опускают три трубы (одна в другую) диаметром соответственно 200, 100 и 33 мм. В пространстве между трубами диаметром 200 и 100 мм подают перегретую воду, которая на глубине задерживается диафрагмой и через перфорированную часть трубы (диаметр 200 мм) проникает в окружающую залежь.

Расплавленная сера стекает с нижней части трубы и через отверстия попадает в приемное устройство, где она эмульгируется сжатым воздухом, поступающим по трубе диаметром 33 мм, затем под давлением воды сера выводится на поверхность по промежуточному пространству между трубами диаметром 100 и 33 мм. Перегретая вода, расплавившая серу, распространяется по залежи и выдавливает из рудного массива холодную воду, которая выходит на поверхность через специальные скважины.

Вода сначала нагревается путем использования теплоты отходящих газов, затем посредством пара в бойлере перегре-

бається до  $165^{\circ}\text{C}$ . Кроме воды в скважину подают сжатый воздух давлением до 35 атм. Все бассейны и трубопроводы, по которым циркулирует расплавленная сера, обогреваются паром через паровые рубашки.

При суточном расходе от 1100 до 1900 м<sup>3</sup> перегретой воды извлекается 100—300 т серы. Добытая таким образом сера имеет чистоту 99,99%. В ней отсутствуют примеси селена, теллура, мышьяка.

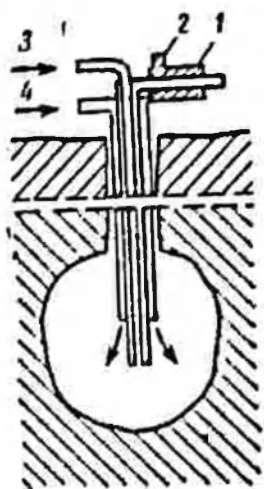


Рис. 48. Схема подземного расплавления серы; 1 — подогреватель серы; 2 — ввод пара в подогреватель; 3 — ввод сжатого воздуха; 4 — ввод горячей воды, нагретой до  $165^{\circ}\text{C}$ .

В США 80% добычи комовой серы осуществляется по методу подземной выплавки. Себестоимость серы 10—15 долл. за 1 т. Капитальные затраты на строительство предприятия снижаются в несколько раз.

Успешное применение метода подземной выплавки требует в свою очередь высокого содержания серы в пласте (более 15%) и значительную мощность серосодержащего рудного слоя. Подстилающие и покрывающие породы должны быть водонепроницаемыми, а сам серосодержащий пласт должен иметь определенную пористость.

При низком содержании серы в пласте (5—10%) А. И. Кириченко [5] предлагает проводить подземное расплавление групповой системой скважин, соединенных бесшахтной сбойкой. Подогрев воды в этом случае осуществляется специальной погружной горелкой.

В одну группу скважин подают воду и спускают горелки, из другой группы расплавленная сера выводится на поверхность. Этот прием пока не вышел из стадии опытных работ.

В СССР на некоторых месторождениях также проверяется подземная выплавка серы [108, 109].

## 5. ПРОЧНЕ МЕТОДЫ БЕСШАХТНОЙ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Добыча фосфоритов.

В последние годы появились сообщения об использовании бесшахтных методов разработки некоторых месторождений фосфоритов гидравлическим способом.

По методу, предлагаемому Де Пью [110], бурение скважины производится с поверхности, скважины обсаживают трубой до рудной залежи и сверху плотно закрывают. Труба меньшего диаметра служит для подачи к забою воды от насоса и воздуха от компрессора. К нижней части трубы, подающей воздух и воду, прикрепляют прочный подвижной шланг.

Вода и воздух, нагнетаемые в скважину, вызывают разрушение рудного массива. Пульпа по затрубному пространству выходит на поверхность и поступает в отстойники. Осветленная вода подается обратно в скважину (рис. 49).

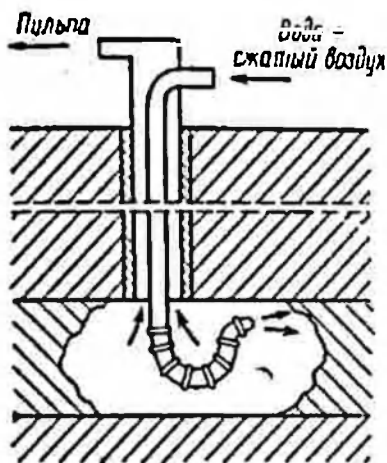


Рис. 49. Схема обработки рыхлых руд методом Де Пью.

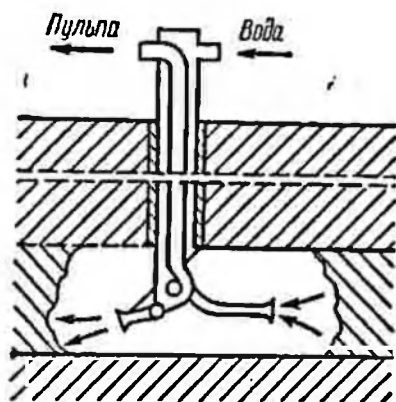


Рис. 50. Схема гидродобычи фосфоритов.

В других способах предлагается разрушение руды производить струей воды из гидромонитора. Например, метод бесшахтной гидродобычи проверяется в настоящее время в СССР на Кингиссепском месторождении фосфоритов [111] (содержание  $P_2O_5$  7—10%) по следующей схеме (рис. 50).

В пробуренную скважину диаметром 250 мм, ствол которой закреплен обсадной трубой до рудного пласта, опускают два соосных трубопровода с гидромонитором и гидроэлеватором на концах. Вода, подаваемая в гидромонитор, используется также и для подъема пульпы на поверхность.

Преимуществом такого метода является возможность использования бедных месторождений и небольших по запасам залежей. Руда, выданная на поверхность, несколько обогащается, так как карбонатные прослойки песчаника остаются в рудном теле.



## Добыча золота

В 1896 г. в России был выдан патент на способ извлечения золота из бедных месторождений путем подачи растворителя в пласт и откачки золотосодержащих растворов (метод Фреша). Этот патент принципиально ничем не отличается от более поздних предложений по подземному выщелачиванию полезных ископаемых [5,87].

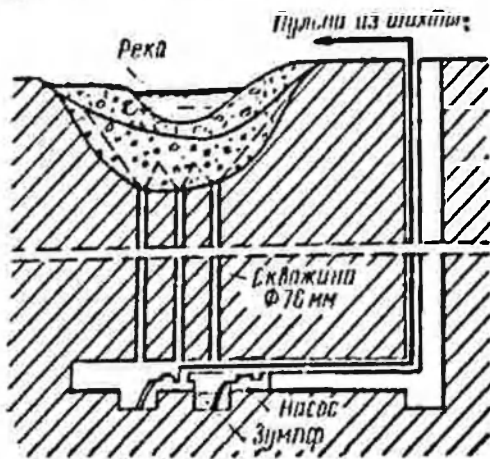


Рис. 51. Добыча золота по методу Драпера.

В Канаде предложен способ для извлечения золота со дна реки Фразер (метод Драпера) [112].

Ложе этой реки покрыто золотосодержащим песком, гравием и огромными валунами, которые препятствуют добыче золота обычным путем. Было предложено извлекать золотосодержащий песок через скважины, пробуренные вверх из нижней выработки (рис. 51).

А. И. Кириченко [5] предлагает извлекать золото подземным выщелачиванием с помощью цианистых растворов. По новейшим данным проводятся опыты по извлечению золота из руд бактериальным методом [113].

Все указанные предложения пока не нашли промышленного применения.

## Подземная газификация угля

Метод эксплуатируется в СССР в опытно-промышленном масштабе на трех установках. Для перевода твердого топлива в газообразное применяется газификация угля на месте его залегания. Полученный газ выводят на поверхность и используют в качестве топлива и частично в виде химического сырья.

## Литература

1. Попов Г. Н. и др. Особенности разработки месторождений радиоактивных руд. М., Атомиздат, 1964.
- ✓ 2. Калабин А. И. «Горный ж.», № 1, 39 (1967).
3. Патенты: Livingston C. W. Method of Mining Ores in situ by Leaching USA, No. 2818240, 31/XII — 1957; Menke J. R. Method of Recovering Uranium from Underground Deposit, USA, No. 2896930, 28/VIII — 1959; Dew J. N., Martin W. L. In Situ Roasting and Leaching of Uranium Ores, USA, No. 2954218, 27/IX — 1960; Gardner J., Ritchie M. Leaching of Uranium Ores in situ, USA, No. 3309140, 14/III — 1967; Zpusob Ziskavani z rud odpadlychpri tezbe, ěesky, No. 94566, 1958.
- ✓ 4. Зефирова А. П. Доклад (СССР) на Международном симпозиуме по переработке бедных урановых руд. NPL-014. Вена, МАГАТЭ, 1966.
- ✓ 5. Криченко А. И. Химические способы добычи полезных ископаемых. М., Изд-во АН СССР, 1958.
6. Шевченко В. Б., Судариков Б. И. Технология урана. М., Госатомиздат, 1961.
7. Невский Б. В. «Атомная энергия», № 6, 5 (1959).
8. Виноградов А. П. Геохимия редких и рассеянных элементов в почвах. М., Изд-во АН СССР, 1950.
9. Евсеева Л. С., Перельман А. И. Геохимия урана в зоне гипергенеза. М., Госатомиздат, 1962.
10. Суражский Д. Я. Методы поисков и разведки месторождений урана. М., Атомиздат, 1960.
11. Губкин Н. В. и др. «Атомная энергия», 24, 511 (1968).
- ✓ 12. Агошков М. И. Разработка рудных месторождений. М., Госнаучиздат, 1954.
13. Левич В. Г. Физико-химическая гидродинамика. М., Изд-во АН СССР, 1949.
14. Черняк А. С. Химическое обогащение руд. М., «Недра» 1965.
15. Киреев В. А. Курс физической химии. М., Госхимиздат, 1956.
16. Щукарев А. Н. «Ж. русск. физ.-хим. об-ва», 28, 604 (1896).
17. Веригин Н. Н. «Ж. физ. химии», 32, 2097 (1958).
18. Электрокинетические свойства капиллярных систем. Сборник экспериментальных исследований. М. — Л., Изд-во АН СССР, 1956.

19. Методы изучения осадочных пород. Т. I. Под ред. И. М. Страхова. М., Госгеолтехиздат, 1957.
20. Гельферих Ф. Иониты. М., Изд-во иностр. лит., 1962.
21. Аксельруд Г. А. «Ж. физ. химии», 36, 1491 (1962).
22. Франк-Каменецкий Д. А. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. М. — Л., Изд-во АН СССР, 1947.
23. Аксельруд Г. А. «Ж. физ. химии», 34, 278 (1960).
24. Зельдович Я. Г. «Ж. физ. химии», 13, 163 (1939).
25. Дворкин Л. Б. «Ж. физ. химии», 39, 2668 (1965).
26. Щиголов Б. М. Математическая обработка наблюдений. М., Физматгиз, 1962.
27. Веригин Н. И. Растворение и выщелачивание горных пород. М., Госстройиздат, 1957.
- 28. Требин Г. Ф. Фильтрация жидкостей и газов в пористых средах. М., Гостоптехиздат, 1959.
29. Веригин Н. И., Орадовская А. Е. Методические указания по оценке растворения засоленных грунтов в теле и основании гидротехнических сооружений. VIII водоснабжения, канализации, гидротехнических сооружений и инж. гидрогеологии. М., 1960.
30. Силин-Бекчурин А. И. Динамика подземных вод. М., Изд-во МГУ, 1965.
31. Бэррер Р. Диффузия в твердых телах. Перев. с англ. Под ред. Б. Д. Тазулакова. М., Изд-во иностр. лит., 1948.
32. Чернов В. А. «Тр. Почв. ин-та. АН СССР», 20, 47 (1939).
33. Растворение и выщелачивание горных пород. Сборник. М., Госстройиздат, 1957.
34. Приклонский В. А., Окнииа Н. А. В сб. «Доклады к собранию Международной комиссии по изучению глин». М., Изд-во АН СССР, 1960, стр. 90.
- ✓ 35. Вечеркин С. Г. и др. «Атомная энергия», 24, 128 (1968).
36. Хянуков А. И. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М., Гостехиздат, 1962.
37. Остроушко И. А. Забойные процессы и инструменты при бурении горных пород. М., Госгеолтехиздат, 1962.
38. Mougel P., Pottier P. Nucléaire, 3, 4, 250 (1961).
39. Sugler P. et al. Revue de l'industrie minière, 50, No. 5, 398 (1968).
- ✓ 40. Бахуров В. Г. и др. Доклад (СССР) на Международном симпозиуме. No. SM-71/28. Вена, МАГАТЭ, 1965.
41. Бахуров В. Г. и др. Радиоактивные отходы урановых заводов. М., Атомиздат, 1965.
42. Котляр В. И. Геология месторождений урана. М., Госгеолтехиздат, 1961.

43. Я к ж и н А. А. Поиски и разведка урановых месторождений. М., Госгеолтехиздат, 1961.
44. «Экспресс-информация», Горнорудная промышленность. М., Изд. ВНИИГП, № 3, 1967.
45. Д у б р о в с к и й В. В. и др. Справочник по бурению и оборудованию скважин на воду. М., «Недра», 1964.
46. Б е л и ц к и й А. С., Д у б р о в с к и й В. В. Разведочно-эксплуатационные скважины для водоснабжения и их проектирование. М., Гостоптехиздат, 1964.
47. Н а л о я н А. В., П л о х о в В. И. Бурение скважин на воду. М., «Недра», 1966.
48. Д о л е ж е л Б. Коррозия пластических материалов и резины. М., «Химия», 1964.
49. Д у б к о П. Д. Новые материалы в технике. Харьков, Изд. Харьковского ун-та, 1964.
50. Г а в р и л о в В. М. Фильтры водозаборных, водопонижительных и гидрогеологических скважин. М., Госстройиздат, 1962.
51. Погруженные и артезианские насосы. Каталог-справочник. М., «Машиностроение», 1964.
52. Справочник по специальным работам. Проектирование и сооружение скважин для водоснабжения. М., Госстройиздат, 1960.
53. А р о н с о н Р. И. Нефтепромысловые машины и механизмы. М., Госстройтехиздат, 1963.
54. Щ е г л о в Г. М., Б р и т в и н Л. Н. В сб. «Насосостроение и арматуростроение». Вып. 3. М., Изд. ЦИНТИ химии и нефтемашиностроения, 1966, стр. 30.
55. Щ е г л о в Г. М., З о л о т а р ь А. И. Там же, стр. 33.
56. Canadian Chemical Processing, 48, No. 7, 55 (1964).
57. D e A u d r a d e F., P i c h C. Chemical treatment of Uranium Ores at the Mines in a semi — mobile Plant. Rep. No. 503, Geneva, 1965.
58. S u t t o n J., C o r r i c k J. J. Mining Engng, 15, No. 6, 37 (1963).
59. H a r r i s o n V. F. Canad. Mining J., 87, No. 5, 64 (1966).
60. D e L a s s e r d a J. Доклад (Португалия) на Международном симпозиуме по переработке бедных урановых руд, № 20. Вена, МАГАТЭ, 1966.
61. F i s h e r J. R. Canad. Mining and Metallurg. Bull., 59, No 649, 588 (1966).
62. M i l l e r R. P. et al. Bull. Inst. Mining and Metallurg. Trans., 72, 217 (1962—1963).
63. M a c g r e g o r R. A. Canad. Mining and Metallurg. Bull., 59, No. 649, 583 (1966).

19. Методы изучения осадочных пород. Т. I. Под ред. И. М. Страхова. М., Госгеолтехиздат, 1957.
20. Гельферих Ф. Иониты. М., Изд-во иностр. лит., 1962.
21. Аксельруд Г. А. «Ж. физ. химии», 36, 1491 (1962).
22. Франк-Каменецкий Д. А. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. М. — Л., Изд-во АН СССР, 1947.
23. Аксельруд Г. А. «Ж. физ. химии», 34, 278 (1960).
24. Зельдович Я. Г. «Ж. физ. химии», 13, 163 (1939).
25. Дворкин Л. Б. «Ж. физ. химии», 39, 2668 (1965).
26. Щиголов Б. М. Математическая обработка наблюдений. М., Физматгиз, 1962.
27. Веригин Н. И. Растворение и выщелачивание горных пород. М., Госстройиздат, 1957.
- 28. Требин Г. Ф. Фильтрация жидкостей и газов в пористых средах. М., Гостоптехиздат, 1959.
29. Веригин Н. И., Орадовская А. Е. Методические указания по оценке растворения засоленных грунтов в теле и основании гидротехнических сооружений. VIII водоснабжения, канализации, гидротехнических сооружений и инж. гидрогеологии. М., 1960.
30. Силин-Бекчурин А. И. Динамика подземных вод. М., Изд-во МГУ, 1965.
31. Бэррер Р. Диффузия в твердых телах. Перев. с англ. Под ред. Б. Д. Тазулакова. М., Изд-во иностр. лит., 1948.
32. Чернов В. А. «Тр. Почв. ин-та. АН СССР», 20, 47 (1939).
33. Растворение и выщелачивание горных пород. Сборник. М., Госстройиздат, 1957.
34. Приклопский В. А., Окнииа Н. А. В сб. «Доклады к собранию Международной комиссии по изучению глин». М., Изд-во АН СССР, 1960, стр. 90.
- ✓ 35. Вечеркин С. Г. и др. «Атомная энергия», 24, 128 (1968).
36. Хлануков А. И. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М., Гостехиздат, 1962.
37. Остроушко И. А. Забойные процессы и инструменты при бурении горных пород. М., Госгеолтехиздат, 1962.
38. Mougel P., Pottier P. Nucléaire, 3, 4, 250 (1961).
39. Sugler P. et al. Revue de l'industrie minière, 50, No. 5, 398 (1968).
- ✓ 40. Бахуров В. Г. и др. Доклад (СССР) на Международном симпозиуме. No. SM-71/28. Вена, МАГАТЭ, 1965.
41. Бахуров В. Г. и др. Радиоактивные отходы урановых заводов. М., Атомиздат, 1965.
42. Котляр В. И. Геология месторождений урана. М., Госгеолтехиздат, 1961.

43. Я к ж и н А. А. Поиски и разведка урановых месторождений. М., Госгеолтехиздат, 1961.
44. «Экспресс-информация», Горнорудная промышленность. М., Изд. ВНИИГП, № 3, 1967.
45. Д у б р о в с к и й В. В. и др. Справочник по бурению и оборудованию скважин на воду. М., «Недра», 1964.
46. Б е л и ц к и й А. С., Д у б р о в с к и й В. В. Разведочно-эксплуатационные скважины для водоснабжения и их проектирование. М., Гостоптехиздат, 1964.
47. Н а л о я н А. В., П л о х о в В. И. Бурение скважин на воду. М., «Недра», 1966.
48. Д о л е ж е л Б. Коррозия пластических материалов и резины. М., «Химия», 1964.
49. Д у б к о П. Д. Новые материалы в технике. Харьков, Изд. Харьковского ун-та, 1964.
50. Г а в р и л о в В. М. Фильтры водозаборных, водопонижительных и гидрогеологических скважин. М., Госстройиздат, 1962.
51. Погруженные и артезианские насосы. Каталог-справочник. М., «Машиностроение», 1964.
52. Справочник по специальным работам. Проектирование и сооружение скважин для водоснабжения. М., Госстройиздат, 1960.
53. А р о н с о н Р. И. Нефтепромысловые машины и механизмы. М., Госстройтехиздат, 1963.
54. Щ е г л о в Г. М., Б р и т в и н Л. Н. В сб. «Насосостроение и арматуростроение». Вып. 3. М., Изд. ЦИНТИ химии и нефтемашиностроения, 1966, стр. 30.
55. Щ е г л о в Г. М., З о л о т а р ь А. И. Там же, стр. 33.
56. Canadian Chemical Processing, 48, No. 7, 55 (1964).
57. D e A u d r a d e F., P i c h C. Chemical treatment of Uranium Ores at the Mines in a semi — mobile Plant. Rep. No. 503, Geneva, 1965.
58. S u t t o n J., C o r r i c k J. J. Mining Engng, 15, No. 6, 37 (1963).
59. H a r r i s o n V. F. Canad. Mining J., 87, No. 5, 64 (1966).
60. D e L a s s e r d a J. Доклад (Португалия) на Международном симпозиуме по переработке бедных урановых руд, № 20. Вена, МАГАТЭ, 1966.
61. F i s h e r J. R. Canad. Mining and Metallurg. Bull., 59, No 649, 588 (1966).
62. M i l l e r R. P. et al. Bull. Inst. Mining and Metallurg. Trans., 72, 217 (1962—1963).
63. M a c g r e g o r R. A. Canad. Mining and Metallurg. Bull., 59, No. 649, 583 (1966).

64. П л а к с и и И. Н., Ю х т а н о в Д. М. Гидрометаллургия М., Metallurgizdat, 1949.
65. Исследование работы грунта в железнодорожных сооружениях. Сб. статей. М., Гострансжелиздат, 1940.
66. Искусственное закрепление грунтов. Сб. статей. Под ред. А. Е. Вечеревина. М., Госстройиздат, 1954.
67. Совещание по закреплению грунтов и горных пород. М. — Л., Изд-во АН СССР, 1941.
68. Л и д р е е в В. Д. «Атомная энергия», 22, 68 (1967).
69. Uranium in Canada. Ottawa — Canada, Eldorado Mining and Refining Limited, 1964.
70. M o u g e t P. Доклад (Франция) на 6-м Международном конгрессе по обогащению руд. № 16Д. Канни, 1963 [цит. по [76]].
71. S u g l e r P. Доклад (Франция) на Международном симпозиуме по переработке бедных урановых руд. No. PL-198/013. Вена, МАГАТЭ, 1966.
72. S u g l e r P. Там же. No. PL-198/012.
73. Г е ф т е р Е. Л. Фосфорорганические мономеры и полимеры, М., Изд-во АН СССР, 1960.
74. G e o r g e D. R., R o s s J. R. Доклад (США) на Международном симпозиуме по переработке бедных урановых руд. No PL-198/004. Вена, МАГАТЭ, 1966.
75. Х а н Г. А., Л и ф и м о в а Е. А. Опробование сырья и продуктов промышленности. М., Госхимиздат, 1953.
76. Н е в с к и й Б. В. «Атомная энергия», 12, 550 (1962).
77. Engineering Mining J., 168, 106 (1967).
78. Н и ф о н т о в Б. И. и др. Подземные ядерные взрывы. М., Атомиздат, 1965.
79. Г е р б е р К. «Атомная техника за рубежом», № 9, 3 (1967).
80. S. A. Mining et Engng, 24, 2934 (1967).
81. К у л л е П. А. Разработка месторождений соли подземным выщелачиванием. М. — Л., Госхимиздат, 1949.
82. П с а е в Н. П. Разработка пластов каменной соли подземным выщелачиванием с применением наклонно-горизонтальных скважин. Тезисы докладов Всесоюзного совещания по геотехнологии. М., Изд. Москов. ин-та радиозлектроники и горной электромеханики, 1965.
83. H u s b a n d W. et al. Canad. Mining and Metallurg. Bull., 60, No. 661, 560 (1967).
84. Chem. Engng, 71, No. 22, 26 (1964).
85. Canad. Chem. Process., 48 No. 6, 63 (1964).
86. Metall Mining et Processing, No. 3, 47 (1964).
87. А г о ш к о в М. И. Разработка рудных и рассеянных месторождений. М., Госгортехиздат, 1962.

88. Смирнов В. П. Гидрометаллургия меди. М., Metallurg-издат, 1942.
89. Robert C. W. Mining Engng, 7, 721 (1956).
90. Argall J. Mining World, 25, No. 11, 22 (1963); 25, No. 12, 20 (1963).
91. Mining World, 21, No. 8, 33 (1959).
92. Mining World, 19, No. 9, 50 (1957).
93. Каравайко Г. П. «Цветн. металлы», No. 7. 46 (1967).
94. Mariacher B. C. Metall Mining and Processing, 1, No. 5, 48 (1964).
95. Головинкин Н. Т. и др. ЦНИИ Цветметинформация, № 22, 9 (1966).
96. Собнев Б. М., Ходов А. В. «Горный ж.», № 9, 3 (1963).
97. Юдыцкий Ю. П. Опыт подземного выщелачивания горных руд. Горнодобывающая промышленность. М., Изд. ЦНИИ Цветметинформация, 1962, стр. 13.
98. «Цветн. металлы» (Семинар по подземному выщелачиванию), № 10, 85 (1961).
99. Юдыцкий А. П. «Горный ж.», № 4, 7 (1960).
100. Аглицкий В. А., Дынькина С. Е. Там же, № 11, 35 (1956).
101. Демухов Н. М., Мишин В. Е. «Цветн. металлы», № 3, 51 (1949).
102. Юдыцкий А. П. Там же, № 2, 58 (1948).
103. Величкин А. Н. О возможности обработки целиков методом подземного выщелачивания. «Тр. Ин-та горн. дела. АН КазССР», 12, 159 (1963).
104. Юдыцкий А. П., Шайтес И. В. «Бюлл. цветной металлургии». М., Изд. ЦНИИ информации и технико-экономических исследований цветной металлургии, № 13, 162, 1960.
105. Зворыкин А. А. «Горный ж.», № 4, 8 (1940).
106. Применение бактериального метода выщелачивания цветных металлов из забалансовых руд. Сборник. М., Изд. ЦНИИ информации и технико-экономических исследований цветной металлургии, 1968.
107. Некрасов Б. В. Курс общей химии. М., Госхимиздат, 1954.
108. Соколов А. С., Уралов В. И. Перспективы применения методов подземной выплавки серы на серных месторождениях СССР. Тезисы докладов Всесоюзного совещания по геотехнологии. М., Изд. Москов. ин-та радиоэлектроники и горной электромеханики, 1965.



109. Тезисы докладов Межвузовской научной конференции с участием научно-исследовательских институтов Министерства высшего и среднего специального образования. М., М-во высшего и среднего специального образования СССР, 1967.
110. De P e w. The Hydraulic treatment of the underground deposits. Патент США, 261-1 No. 3070361, 1960 (цит. по [111]).
111. А р е н с В. Ж., Семеленко А. А. Проблемы бесшахтной добычи фосфоритов. Тезисы докладов Всесоюзного совещания по геотехнологии. М., Изд. Москов. ин-та радиоэлектроники и горной электромеханики, 1965.
112. D g a r e t J. C. Canad. Mining J., 84, No. 11, 58 (1963).
113. P a g e s V. Revue de l'industrie minérale, 50, No. 5, 406 (1968).

## Оглавление

Предисловие . . . . .	3
Введение . . . . .	5
<b>Глава 1. Общие сведения . . . . .</b>	<b>9</b>
1. Необходимые условия осуществления процесса подземного выщелачивания. . . . .	9
2. Растворение урановых минералов в природных условиях. . . . .	11
3. Краткая характеристика основных типов месторождений радиоактивных руд и их применимость для подземного выщелачивания . . . . .	12
4. Основные технологические схемы подземного выщелачивания . . . . .	15
<b>Глава 2. Физико-химические основы процесса подземного выщелачивания. . . . .</b>	<b>16</b>
1. Механизм процесса выщелачивания . . . . .	16
2. Кинетика подземного выщелачивания предварительно разрушенных скальных пород . . . . .	21
3. Кинетика подземного выщелачивания руд осадочных месторождений в пластовых условиях . . . . .	36
4. Механизм и кинетика полного обмена . . . . .	47
<b>Глава 3. Подземное выщелачивание урана из скальных (массивных) пород . . . . .</b>	<b>49</b>
1. Технологическая схема . . . . .	49
2. Разрушение рудного массива и подготовка руды к выщелачиванию . . . . .	51
3. Оборудование блока . . . . .	54
4. Выщелачивание урана из руды, замаскированной в блоках. . . . .	57
5. Переработка получаемых сернокислых растворов . . . . .	62
6. Контроль процесса . . . . .	62
7. Миграция растворов при подземном выщелачивании . . . . .	63
8. Экономика процесса . . . . .	64

<b>Глава 4. Подземное выщелачивание урана из руд осадочных месторождений в пластовых условиях . . . . .</b>	<b>65</b>
1. Технологическая схема . . . . .	65
2. Предварительные геологические и гидрогеологические исследования . . . . .	67
3. Разбуривание рудной залежи. Оборудование скважин . . . . .	68
4. Закачка и откачка растворов . . . . .	78
5. Переработка продукционных растворов . . . . .	81
6. Некоторые особенности отработки рудной залежи в пластовых условиях. . . . .	82
7. Контроль процесса . . . . .	92
8. Миграция растворов при подземном выщелачивании . . . . .	92
9. Экономика процесса . . . . .	91
<b>Глава 5. Комбинированные схемы подземного выщелачивания, Шахтные воды . . . . .</b>	<b>91</b>
1. Комбинированная схема: нагнетательные скважины — дренажные штреки. . . . .	95
2. Переработка старых закладок и потерь при очистной добыче . . . . .	96
3. Шахтные воды . . . . .	101
4. Переработка шахтных вод с комплексным использованием полезных компонентов . . . . .	107
<b>Глава 6. Методика лабораторных работ и полевых испытаний . . . . .</b>	<b>108</b>
1. Лабораторные работы . . . . .	109
2. Моделирование . . . . .	111
3. Полевые и полупромышленные испытания . . . . .	115
<b>Глава 7. Подземное выщелачивание урана (данные различных патентов). . . . .</b>	<b>116</b>
1. Метод К. Ливингстона, США . . . . .	117
2. Метод Д. Менке, США . . . . .	120
3. Метод Д. Дью и В. Мартина, США . . . . .	121
4. Метод Д. Гарднера и М. Ричи, США . . . . .	122
<b>Глава 8. Применение ядерных взрывов для разрушения горных пород и их последующего подземного выщелачивания . . . . .</b>	<b>127</b>

<b>Глава 9. Применение метода подземного выщелачивания в других отраслях промышленности . . . . .</b>	<b>131</b>
1. Подземное выщелачивание каменной соли . . . . .	131
2. Подземное выщелачивание калийных солей . . . . .	134
3. Подземное выщелачивание меди . . . . .	136
4. Подземное расплавление серы . . . . .	139
5. Прочие методы бесшахтной добычи полезных иско- паемых. . . . .	140
<b>Литература . . . . .</b>	<b>143</b>

**В. Г. Бахуря, С. Г. Вечеркин, Н. К. Луценко**  
**ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНОВЫХ РУД**

Редактор В. А. Подошвина

Художественный редактор А. С. Александров

Технический редактор В. Н. Володина. Корректор Т. В. Минаева

---

Сдано в набор 10/IV-69 г. Подписано к печати 23/IX-1969 г.

Т-1323б Формат 84×108/32 Бумага типографская № 2

Усл. печ. л. 7,08 Уч.-изд. л. 7,72 Тираж 1270 экз.

Цена 39 коп. Зак. изд. 68051 Зак. тип. 307

Атомиздат, Москва, К-31, ул. Жданова, 5/7.

---

Московская типография № 4 Главполиграфпрома

Комитета по печати при Совете Министров СССР

б. Переяславская, 46

Цена 39 коп.

АТОМИЗДАТ • 1969